

UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR
FACULTAD DE INGENIERÍA EN GEOLOGÍA, MINAS, PETRÓLEOS Y
AMBIENTAL
CARRERA DE MINAS



ALTERNATIVAS DE TRANSPORTE PARA EL MINERAL DE
SULFUROS DE CAMPAMENTO ANTIGUO
DIVISIÓN SALVADOR - CORPORACIÓN DEL COBRE CODELCO

CARLA MARIBEL PAREDES PARREÑO

Quito, noviembre, 2013

UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR
FACULTAD DE INGENIERÍA EN GEOLOGÍA, MINAS, PETRÓLEOS Y
AMBIENTAL
CARRERA DE MINAS

ALTERNATIVAS DE TRANSPORTE PARA EL MINERAL DE SULFUROS DE
CAMPAMENTO ANTIGUO

DIVISIÓN SALVADOR - CORPORACIÓN DEL COBRE CODELCO

Trabajo de Grado presentado como requisito parcial para optar el Grado o Título de
Ingeniería de Minas, Grado Académico de Tercer nivel

CARLA MARIBEL PAREDES PARREÑO

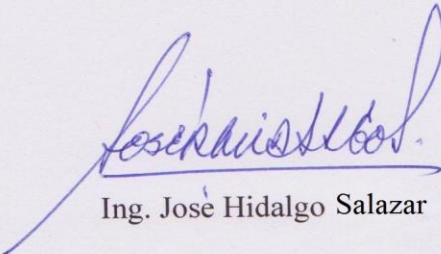
TUTOR
Ing. José Hidalgo

Quito, noviembre, 2013

INFOME DE APROBACIÓN DEL TUTOR

En mi carácter de Tutor del Trabajo de Grado, presentado por la Señora Carla Maribel Paredes Parreño, para optar por Título o Grado de Ingeniero, cuyo título es de Minas, considero que dicho trabajo reúne los requisitos y méritos suficientes para ser sometido a la presentación pública y evaluación por parte del jurado examinador que se designe

En la Ciudad de Quito a los 4 días del mes de Febrero del 2014



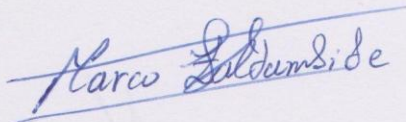
Ing. José Hidalgo Salazar

TUTOR

INFORME DE APROBACIÓN DEL TRIBUNAL

El Tribunal de Grado conformado para receptar la exposición oral del Trabajo de Graduación preparado por la señora Carla Maribel Paredes Parreño, egresada de la Carrera de Ingeniería en Minas de la Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental de la Universidad Central del Ecuador, sobre el tema: "ALTERNATIVAS DE TRANSPORTE PARA EL MINERAL DE SULFUROS DE CAMPAMENTO ANTIGUO" DE LA DIVISIÓN SALVADOR DE CODELCO-CHILE, integrado por los Ingenieros: Marco Antonio Zaldumbide, Delegado del señor Sub Decano de la Facultad y como tal Presidente del Tribunal, Carlos Ortiz y Fabián Jácome, miembros del Tribunal,

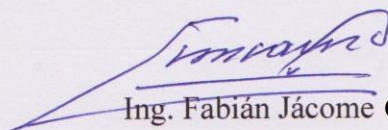
DECLARA: que la presente tesis a sido revisada y aprobada, encontrándose lista y apta para su defensa oral.



Dr. Marco Antonio Zaldumbide
PRESIDENTE TRIBUNAL



Ing. Carlos Ortiz Chapalbay
MIEMBRO



Ing. Fabián Jácome Calderón
MIEMBRO

AUTORIZACIÓN DE DERECHOS DE AUTOR

Yo, Carla Maribel Paredes Parreño, en calidad de autor de la tesis realizada sobre: "ALTERNATIVAS DE TRANSPORTE PARA EL MINERAL DE SULFUROS DE CAMPAMENTO ANTIGUO" DE LA DIVISIÒN SALVADOR DE CODELCO-CHILE", por la presente autorizo a la Universidad Central del Ecuador, hacer uso de todos los contenidos que me pertenecen o de parte de los que contienen esta obra, con fines estrictamente académicos o de investigación.

Los derechos que como autor me corresponden, con excepción de la presente autorización seguirán vigentes a mi favor, de conformidad con lo establecido en los artículos 5,6,8, 19 y de mas pertinentes de la ley de la Propiedad Intelectual y su Reglamento

En la ciudad de Quito a los 4 días del mes de febrero del 2014



Carla Maribel Paredes Parreño
CI. 1720215571

Dedicatoria

A Dios, por estar conmigo en cada paso que doy, por fortalecer mi corazón e iluminar mi mente y por haber puesto en mi camino a aquellas personas que han sido mi soporte y compañía durante todo el periodo de estudio.

A mis padres por su amor y comprensión, por haberme apoyado en todo momento, por sus valores, sus consejos, por los ejemplos de perseverancia, por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien.

A mi abuelito Pepe por haberme dado ejemplos dignos de superación y entrega.

A mis hermanos José y Rashelle

Porque en gran parte gracias a ustedes, hoy puedo ver alcanzada mi meta, ya que siempre estuvieron impulsándome en los momentos más difíciles de mi carrera, y porque el orgullo que sienten por mí, fue lo que me hizo ir hasta el final. Va por ustedes, por lo que valen, porque admiro su fortaleza y por lo que han hecho de mí.

Mil palabras no bastarían para agradecerles su apoyo, su comprensión y sus consejos en los momentos difíciles.

Pelusa

Reconocimiento

Mi sincero agradecimiento a la Corporación Nacional del Cobre CODELCO Chile, División Salvador, por darme la oportunidad de realizar mi trabajo de titulación en una de las mejores empresas del mundo.

Quiero agradecer a la Dirección de la Escuela de Minas de la Universidad Central del Ecuador por hacer posible el realizar mi trabajo en tan prestigiosa Empresa

Quiero agradecer a mi tutor guía el Señor Johnny Bravo Pineda por toda su disposición, paciencia y orientación en el desarrollo del tema de memoria.

Quiero agradecer a mi tutor de Ecuador el Señor José Hidalgo por toda su entrega y disposición, frente a la revisión de mi trabajo de titulación. Además por ser uno de mis mejores guías educativos.

Quiero agradecer a toda el área de Planificación Minera por todo el apoyo y colaboración en este trabajo.

Este trabajo no se habría podido realizar sin la colaboración de muchas personas que me brindaron su ayuda; siempre resultará difícil agradecer a todos aquellos que de una u otra manera me han acompañado en mi trabajo de titulación. Por tanto, quiero agradecerles a todos ellos cuanto han hecho por mí, para que este trabajo saliera adelante de la mejor manera posible.

UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR
FACULTAD DE INGENIERÍA EN GEOLOGÍA, MINAS, PETRÓLEOS Y
AMBIENTAL
CARRERA DE MINAS

ALTERNATIVAS DE TRANSPORTE PARA EL MINERAL DE SULFUROS DE
CAMPAMENTO ANTIGUO

DIVISIÓN SALVADOR - CORPORACIÓN DEL COBRE CODELCO

Autor: Carla Maribel Paredes Parreño

Tutor: Ing. José Hidalgo

Fecha: Febrero 2014

RESUMEN

El Presente trabajo “Alternativas de Transporte para el Mineral de Sulfuros de Campamento Antiguo” elaborado en la División Salvador busca reducir los costos de transporte de mineral de sulfuro hacia la Concentradora.

El estudio parte primero definiendo y detallando la Situación Base de la operación y su evaluación económica de acuerdo al PND 2012, con el fin de estructurar las mejoras a partir de esta. Posteriormente se plantea la mejor alternativa en base al análisis FODA, para luego realizar una Evaluación de costos de esta y compararla con la Situación Base, permitiendo identificar las variables que mayor incidencia tienen sobre el costo total.

En base al nuevo escenario definido se buscan alternativas de mejoramiento de este con el fin de obtener un mejor panorama de la alternativa principal. Más adelante y en función de un análisis de sensibilidad, se elaboran alternativas alternas al estudio considerando variables a parámetros como el año de inversión, el plan de extracción, el valor de la inversión inicial y el costo unitario de transporte, con el fin de obtener la más atractiva desde el punto de vista económico y técnico.

Descriptores

Correas Transportadoras

Diseño de correas transportadoras

Costo unitario del transporte

Análisis económico del transporte

Análisis alternativo económico del transporte

Categorías temáticas: Ingeniería de Minas>;<Cielo Abierto>;<Análisis Económico>;<Transporte de mineral>; < Cintas Transportadoras>; <Mineral de sulfuros>.

ABSTRACT

This paper, “ Alternatives of transportation for the Mineral of Sulphur from Campamento Antiguo” elaborated in the Salvador Division, seeks to reduce costs of transportation of mineral of sulphur to the concentrator.

The study starts by defining and detailing the Base Situation of the operation and its economic evaluation according to PND 2012 with the purpose of structuring the improvements from this. Then, the best alternative is set according to the FODA analysis to later implement a costs Evaluation of this and compare it with the Base Situation, allowing us to indentify the variables with the greatest incidence over the total cost.

Based on the new defined scenario, alternatives of improvement are searched with the purpose of obtaining a better picture of the principal alternative. Furthermore, according to a sensitivity analysis, alternate alternatives to the study are elaborated considering variables to parameters such as the year of investment, the extraction plan, the value of the initial investment and the unit cost of transportation with the purpose of obtaining the most attractive one from the economic and technical standpoint.

Descriptors:

Belt Conveyors

Belt Conveyor Design

Unit cost of transportation

Economic analysis of transportation

Transport economic alternative analysis

Subject Categories: <Ore Transportation>;<Conveyor Belts>;<Sulphur ore>;<Mining Engineering>; < Open Pit>; <Economic Analysis>.

CONTENIDO

INTRODUCCIÓN	11
CAPITULO I.....	3
1.1. PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.2. ENUNCIADO DEL TEMA.....	3
1.3. PLANTEAMIENTO Y DEFINICIÓN DEL PROBLEMA	3
1.4. OBJETIVOS	5
1.1.1. General	5
1.1.2. Específicos	6
1.5. JUSTIFICACIÓN.....	6
1.6. FACTIBILIDAD Y ACCESIBILIDAD	7
1.7. ALCANCE	7
CAPITULO II.....	9
MARCO TEÓRICO	9
2.1. MARCO INSTITUCIONAL.....	9
2.1.1. Misión Empresarial	9
2.1.2. La visión empresarial	9
2.1.3. Los valores empresariales:	10
2.2. MARCO LEGAL	10
2.3. MARCO ÉTICO	11
2.4. MARCO REFERENCIAL	11
2.4.1. Antecedentes Generales	11
2.4.2. Crónica de CODELCO	12
CAPITULO III	18
DESCRIPCIÓN DE ESCENARIO VIGENTE DIVISIÓN	
SALVADOR	18
3.1. UBICACIÓN	19
3.2. GEOLOGÍA DEL SECTOR INDIO MUERTO.....	21
3.2.1. Geología Y Recursos Mineros.- Antecedentes	21
3.2.2. Geología regional	21

3.2.3.	<i>Geología Local</i>	21
3.3.	ESTRUCTURA ORGANIZACIONAL DE LA DIVISIÓN SALVADOR	25
3.4.	DESCRIPCIÓN DE MINAS	26
3.4.1.	<i>Mina Subterránea Inca</i>	26
3.4.2.	<i>Mina Cielo Abierto Campamento Antiguo</i>	28
3.4.3.	<i>Mina Cielo Abierto Damiana</i>	29
3.4.4.	<i>Mina Cielo Abierto CC/QM</i>	30
3.5.	DESCRIPCIÓN PLANTA DE SÓLIDOS	32
3.5.1.	<i>Proceso Línea Óxidos</i>	33
3.5.2.	<i>Proceso Línea Sulfuros</i>	33
CAPITULO IV	35	
METODOLOGÍA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE POR CAMIONES	35	
4.1.	CASO BASE	35
4.2.	IDENTIFICACIÓN Y DESCRIPCIÓN DE OPERACIONES EN CAMPAMENTO ANTIGUO	36
4.2.1.	<i>Metodología</i>	36
4.3.	DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS	37
4.4.	ESQUEMA OPERACIONAL	38
4.4.1.	<i>Perforación</i>	39
4.4.2.	<i>Tronadura</i>	42
4.4.3.	<i>Carguío y transporte Mina- Acopio</i>	43
4.4.4.	<i>Carguío y transporte Acopio – Concentradora</i>	44
4.4.5.	<i>Equipo de Apoyo</i>	45
4.5.	ESQUEMA DE EXPLOTACIÓN	48
4.5.1.	<i>Plan minero</i>	48
4.6.	REQUERIMIENTO DE PLANTA	50
4.7.	LEY DE CORTE	50
4.8.	PARÁMETROS ECONÓMICOS	51
4.8.1.	<i>Estructura de costos</i>	51
4.8.2.	<i>Precios</i>	52
4.9.	PARÁMETROS PARA EFECTOS DE ESTUDIO ECONÓMICO DEL TRANSPORTE DEL MINERAL DESDE ACOPIO HASTA PLANTA CONCENTRADORA	

4.9.1.	<i>Evaluación económica</i>	53
4.9.2.	<i>Valor Actual de Costos - VAC</i>	55
CAPITULO V		57
DISEÑO METODOLÓGICO		57
5.1.	TIPO DE ESTUDIO	57
5.2.	UNIVERSO Y MUESTRA	57
	<i>Universo</i>	57
5.2.1.	<i>Criterios de inclusión:</i>	58
5.3.	TÉCNICA	58
5.4.	ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS	59
CAPITULO VI		60
ANÁLISIS FODA - SISTEMAS ALTERNATIVOS DE ESTUDIO.		
.....		60
6.1.	INTRODUCCIÓN	60
6.2.	METODOLOGÍA FODA	60
6.2.1.	<i>Fortalezas</i>	61
6.2.2.	<i>Debilidades</i>	62
6.2.3.	<i>Oportunidades</i>	62
6.2.4.	<i>Amenazas</i>	62
6.3.	ANÁLISIS FODA DE LOS SISTEMAS ALTERNATIVOS PLANTEADOS	64
6.4.	ANÁLISIS FODA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) – CAMIÓN TOLVA MACK 35 TON.	65
6.5.	ANÁLISIS FODA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) – CAMIÓN TOLVA CATERPILLAR 777F 100 TON. - VOLQUETES	72
6.6.	ANÁLISIS FODA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) - CINTA TRANSPORTADORA	78
6.7.	CONCLUSIONES DEL ANÁLISIS DE ESTUDIO FODA	81
CAPITULO VII		84
METODOLOGÍA DEL DISEÑO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE DE MINERAL A TRAVÉS DE CINTAS TRANSPORTADORAS		84
7.1.	INTRODUCCIÓN	84
7.2.	TRAZADO DE LA CORREA TRANSPORTADORA	85

7.3.	COMPONENTES DE TRANSPORTADOR ESTÁNDAR	89
7.4.	FUNCIONAMIENTO DEL SISTEMA DE UNA CINTA TRANSPORTADORA ESTÁNDAR	90
7.5.	CÁLCULO DE CINTAS TRASPORTADORAS	93
7.5.1.	Ancho de la Cinta.....	95
7.5.2.	Soporte de la cinta	100
7.5.3.	Inclinación de la cinta.....	104
7.5.4.	Velocidad de la cinta	105
	106	
7.6.	CÁLCULO ANALÍTICO DE LA VELOCIDAD DE LA CINTA.....	107
7.7.	RODILLOS	109
7.7.1.	Ramal superior.....	110
7.7.2.	Ramal inferior.....	111
7.7.3.	Espaciamiento entre rodillos	112
7.8.	CÁLCULO DE CAPACIDAD DE LA CINTA (ANALÍTICA).....	115
7.9.	CÁLCULO DE RESISTENCIAS A VENCER PARA MOVER LA CINTA TRANSPORTADORA	116
7.9.1.	Cálculo de Masas / Pesos Unitarios	116
7.9.2.	Cálculo de Peso de los Rodillos.....	117
7.9.3.	Peso de la cinta.....	118
7.9.4.	Peso de la cinta.....	120
7.9.5.	Coeficiente de Resistencia F	121
7.9.6.	Coeficiente C	123
7.10.	RESISTENCIAS A VENCER.....	124
7.10.1.	Resistencia Dinámica a Vencer	124
7.10.2.	Resistencia Primaria FH	125
7.10.3.	Resistencia secundaria FN	125
7.10.4.	Gradiente de resistencia FSt	126
7.10.5.	Potencia Requerida.....	128
7.11.	FUERZA PERIFÉRICA	132
7.11.1.	Fuerza de partida y fuerza de parada.....	136
7.12.	ELECCIÓN DEL TIPO DE CORREA	140
7.13.	TRITURACIÓN	144

7.13.1. Control de Tamaño	147
7.14. EQUIPO DE APOYO	148
CAPÍTULO VIII.....	149
EVALUACIÓN DE COSTOS DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO	149
8.1. SITUACIÓN ALTERNATIVA	149
8.1.1. Mano de obra.....	149
8.1.2. Mantenimiento	151
8.1.3. Energía eléctrica.....	152
8.1.4. Equipo de apoyo	153
8.2. VALOR ACTUAL DE COSTOS –VAC.....	154
CAPITULO IX	157
ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD	157
9.1. EL ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE LA INVERSIÓN	159
9.2. ANÁLISIS DE SENSIBILIZACIÓN RESPECTO AL AÑO DE INICIO DEL PROYECTO.....	162
9.3. ANÁLISIS DE SENSIBILIZACIÓN EN FUNCIÓN DEL PLAN DE EXTRACCIÓN	164
9.4. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD EN FUNCIÓN DEL COSTO UNITARIO (CASO BASE).....	167
CAPÍTULO X.....	169
ALTERNATIVAS DE MEJORAMIENTO	169
10.1. ANÁLISIS DE INVERSIONES.....	172
10.2. ALTERNATIVA DE MEJORAMIENTO.....	173
10.3. REDISEÑO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO BASE, UTILIZANDO EL CHANCADOR DE LA PLANTA DE HIDRO Y AUMENTANDO EL RECORRIDO DEL TRANSPORTE INTERNO DEL TAJO (CAMIONES).....	173
10.3.1. Inversión inicial	176
10.3.2. Mano de obra.....	177
10.3.3. Mantenimiento	177
10.3.4. Energía eléctrica.....	178
10.3.5. Camiones	179
10.4. VALOR ACTUAL DE COSTOS –VAC.....	180
CAPITULO XI	182
CONCLUSIONES.....	182

CAPITULO XII	184
RECOMENDACIONES.....	184
BIBLIOGRAFÍA	186
GLOSARIO.....	189
SIGLAS.....	190
ANEXO B	195
ANEXO B	196
PROCESO DEL COBRE	196
<i>Concentradora.....</i>	<i>196</i>
<i>Chancado</i>	<i>196</i>
<i>Molienda.....</i>	<i>197</i>
<i>Flotación</i>	<i>197</i>
<i>Planta de Molibdeno</i>	<i>198</i>
<i>Planta de Filtro</i>	<i>199</i>
<i>Planta de Agua.....</i>	<i>199</i>
<i>Planta Los Amarillos.....</i>	<i>200</i>
<i>Tranque Pampa Austral</i>	<i>200</i>
ANEXO C	204
ANEXO D	220
ANEXO E	224
ANEXO F.....	235
ANEXO G	237
ANEXO H.....	245
ANEXO I	262

Lista de cuadros

TABLA 1.1. ESQUEMA ORGANIZACIONAL DE LAS LABORES DE PRODUCCIÓN MINA CIELO ABIERTO	
CA.....	4
TABLA 4.1: CARACTERÍSTICAS GENERALES CIELO ABIERTO.....	37
TABLA 4.2: CUADRO RESUMEN DE LOS EQUIPOS.....	36
TABLA 4.3: ESPECIFICACIONES DE LA MINA CA.....	44
TABLA 4.4: PROGRAMA DE PRODUCCIÓN	49
TABLA 4.5: RESUMEN GENERAL DEL ESCENARIO DE PRODUCCIÓN.....	49
TABLA 4.6: RESUMEN DE LOS COSTOS PARA PRODUCIR UNA TON DE MINERAL.....	50
TABLA 4.8: RESUMEN DE COSTOS.....	51
TABLA 4.9: USO DE ORIENTACIONES COMERCIALES	52
TABLA 4.10: VALOR ACTUAL DE COSTOS TRASPORTE DE SULFURO ACOPIO-PLANTA CAMPAMENTO ANTIGUO.....	56
TABLA 6.1: RENDIMIENTO CAMIÓN-TONELAJE	60
TABLA 6.2: RENDIMIENTO CAMIÓN – TONELAJE	67
TABLA 6.3: SISTEMA DE TRABAJO 5x5x12 (DÍAS TRABAJO X DÍAS DESCANSO X HORAS DIARIAS)....	68
TABLA 6.4: ANÁLISIS FODA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) – CAMIÓN TOLVA MACK 35 TON	70
TABLA 6.5: COSTO TOTAL DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) – CAMIÓN TOLVA MACK 35 TON	71
TABLA 6.6: ANÁLISIS FODA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) – CAMIÓN TOLVA CATERPILLAR 777F 100 TON. - VOLQUETES.....	70
TABLA 6.7: RENDIMIENTO CAMIÓN – TONELAJE	73
TABLA 6.8 SISTEMA DE TRABAJO 5x5x12 (DÍAS TRABAJO X DÍAS DESCANSO X HORAS DIARIAS)	
.....	74
TABLA 6.9: ANÁLISIS FODA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) – CAMIÓN TOLVA CATERPILLAR 777F 100 TON. - VOLQUETES.....	77
TABLA 6.10: COSTO TOTAL DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) – CAMIÓN CAT 777 90 TON	77
TABLA 6.11: ANÁLISIS FODA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) – CINTA TRANSPORTADORA	80
TABLA 7.1: TOPOGRAFÍA DEL PRIMER TRAMO DE LA CINTA	89

TABLA 7.2: CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LA CINTA TRANSPORTADORA	96
TABLA 7.3: CARACTERÍSTICAS GENERALES DEL MATERIAL A TRANSPORTAR.....	97
TABLA 7.4: CAPACIDAD HORARIA DE UNA CINTA EN CORRESPONDENCIA CON SU ANCHO, VELOCIDAD NATURAL Y GRANULOMETRÍA DEL MATERIAL.....	98
TABLA 7.5: VALORES DE K	95
TABLA 7.6: ANCHO DE LA CINTA	99
TABLA 7.7: VELOCIDAD DE LA CINTA EN FUNCIÓN DE SU APLICACIÓN.....	106
TABLA 7.8: RESUMEN DE LOS DATOS OBTENIDOS.....	104
TABLA 7.9: DIÁMETRO ESTÁNDAR DE LOS RODILLOS	106
TABLA 7.10: NUMERO DE VUELTAS POR MINUTO DE LOS RODILLOS	112
TABLA 7.11: ESPACIAMIENTO DE RODILLOS	114
TABLA 7.12: ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DE CEMA	114
TABLA 7.13: CAPACIDAD DIARIA DE LA CINTA (ANALÍTICA)	115
TABLA 7.14: GUÍA DE VALORES DE LOS RODILLOS ROTATIVOS (RAMAL SUPERIOR)	117
TABLA 7.15: GUÍA DE VALORES DE LOS RODILLOS ROTATIVOS (RAMAL INFERIOR) ..	113
TABLA 7.16: RESUMEN DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LOS RODILLOS	121
TABLA 7.17: GUÍA DE VALORES ESTÁNDAR DE COEFICIENTE DE ROZAMIENTO.....	122
TABLA 7.18: GUÍA DE VALORES ESTÁNDAR DE COEFICIENTE DE ROZAMIENTO.....	122
TABLA 7.19: COEFICIENTE DE TEMPERATURA.....	123
TABLA 7.20: COEFICIENTE DE CORRECCIÓN DE CÁLCULOS EN DEPENDENCIA DE LA LONGITUD DE LA CINTA.....	124
TABLA 7.21: COEFICIENTE DE IMPULSO Y FRENADO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE	130
TABLA 7.22: POTENCIA NOMINAL	130
TABLA 7.23: CÁLCULO DEL FACTOR DE FRENADO.....	131
TABLA 7.24: CÁLCULO DE TENSIONES	134
TABLA 7.25: COEFICIENTE PARA EL CÁLCULO DE TENSIONES.....	129
TABLA 7.26: COEFICIENTE DE FRICCIÓN.....	135
TABLA 7.27: COEFICIENTE DE CÁLCULO DE TENSIONES C1EN FUNCIÓN DE COEFICIENTE DE FRICCIÓN	136
TABLA 7.28: TIPOS DE BANDAS REGULARIZADAS POR CEMA Y DIN.....	142
TABLA 7.29: TIPOS DE CINTAS DE POLYESTER	143
TABLA 7.30: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS CHANCADORES DE MANDÍBULAS	140
TABLA 7.31: CÁLCULO DE CARGADOR FRONTAL	148
TABLA 8.1: MANO DE OBRA DIRECTA	151
TABLA 8.2: MANO DE OBRA INDIRECTA.....	151

TABLA 8.3: COSTO MATERIALES	152
TABLA 8.4: ELECTRICIDAD CONVEYOR	153
TABLA 8.5: EQUIPO DE APOYO	154
TABLA 8.6: COSTO UNITARIO DEL TRANSPORTE SIN INVERSIÓN	154
TABLA 8.7: EVALUACIÓN DE COSTOS.....	155
TABLA 9.1: PORCENTAJE DE LA VARIACIÓN DE LA INVERSIÓN	16254
TABLA 9.2: ANÁLISIS DE SENSIBILIZACIÓN EN FUNCIÓN DEL AÑO DE INICIO DEL PROYECTO.....	162
TABLA 9.3: RESUMEN DE LOS VALORES EN FUNCIÓN DEL PLAN DE EXTRACCIÓN.....	164
TABLA 10.1: PORCENTAJE DE INFLUENCIA DEL COSTO SOBRE EL PROYECTO - INVERSIÓN INICIAL	169
TABLA 10.2: COSTO MATERIALES	178
TABLA 10.3: COSTO DE ELECTRICIDAD CONVEYOR	179
TABLA 10.4: COSTO DE CAMIONES.....	179
TABLA 10.5: COSTO UNITARIO DENTRO DE LA ALTERNATIVA PLANTEADA	180
TABLA10.6: EVALUACIÓN DE COSTOS	181
TABLA 11.1: RESUMEN DEL ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE COSTOS	183
TABLA 11.2: RESUMEN DEL ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE COSTO UNITARIO.....	185

LISTA DE FIGURAS

FIGURA 2.1: UBICACIÓN DIVISIONES CODELCO – CHILE.....	16
FIGURA 3.1: MAPA DE UBICACIÓN	19
FIGURA 3.2: ESTRUCTURA ORGANIZACIONAL DIVISIÓN SALVADOR	24
FIGURA 3.3: SUPERFICIE TOPOGRÁFICA INCA 3D	26
FIGURA 3.4: MINA A CIELO ABIERTO CAMPAMENTO ANTIGUO	27
FIGURA 3.5: SUPERFICIE TOPOGRÁFICA CAMPAMENTO ANTIGUO	28
FIGURA 3.6: MINA A CIELO ABIERTO DAMIANA	29
FIGURA 3.1: MAPA DE UBICACIÓN.....	19
FIGURA 3.8: SUPERFICIE TOPOGRÁFICA QM/CC 3D	30
FIGURA 3.9: ESQUEMA DE UBICACIÓN DE YACIMIENTOS DIVISIÓN SALVADOR	30
FIGURA 4.1: FASE 5 Y FASE 6 CA PERFIL NORTE - SUR	34
FIGURA 4.2: ESQUEMA DE EXPLOTACIÓN CAMPAMENTO ANTIGUO	35
FIGURA 4.3: PERFORADORA TITÓN 600 PRE CORTE	37
FIGURA 4.4: PRE CORTE FASE 5 CA	38
FIGURA 4.5: PERFORADORAS T4BH DE INGERSOLL-RAND REALIZANDO LABORES EN CA	38
FIGURA 4.6: MALLA DE PERFORACIÓN DE 80 POZOS CON BURDEN /ESPACIAMIENTO 5X6 CA	39
FIGURA 4.7: PREPARACIÓN DE VOLADURA	40
FIGURA 4.8: CARGUÍO Y TRANSPORTE DE MINERAL DESDE TAJO HASTA ACOPIO CA.....	41
FIGURA 4.9: PESÓMETRO DEL CAMIÓN CATERPILLAR 777F EN LAS LABORES DE TRANSPORTE CA	42
FIGURA 4.10: CARGUÍO Y TRANSPORTE MINERAL DESDE ACOPIO HACIA PLANTA CONCENTRADO.....	43
FIGURA 4.11: ALJIBE – RIEGO DE PIT	43
FIGURA 4.12: ALJIBE – RIEGO DE CAMINOS PRINCIPALES AGUA CON SAL	44
FIGURA 4.13: CORDÓN DE SEGURIDAD DENTRO DEL TAJO CA	44
FIGURA 4.14: CREACIÓN DE CORDÓN DE SEGURIDAD PARA BOTADERO DE ESTÉRIL CA.....	45
FIGURA 4.15: MOTONIVELADORA-EQUIPO DE APOYO.....	45

FIGURA 4.16: TRACTOR –EQUIPO DE APOYO.....	45
FIGURA 4.17: COSTOS ASOCIADOS A LA PRODUCCIÓN DE CA	52
FIGURA 6.1: ANÁLISIS FODA	60
FIGURA 7.1: TRAZADO DE CORREA TRANSPORTADORA ALTERNATIVA A – CAMINO ACTUAL DE SULFUROS	84
FIGURA 7.2: TRAZADO DE CORREA TRANSPORTADORA ALTERNATIVA B – CAMINO DEL INCA	85
FIGURA 7.3: PARTES DE LA CORREA TRANSPORTADORA	89
FIGURA 7.4: BANDA PLANA	97
FIGURA 7.5: BANDAS ACANALADAS	98
FIGURA 7.6: SISTEMA DE SOPORTE DE RODILLOS DEL RAMAL SUPERIOR	99
FIGURA 7.7: LONGITUD DE RODILLOS.....	100
FIGURA 7.8: ESQUEMA GRAFICO DE VELOCIDADES ESTÁNDAR	101
FIGURA 7.9: ESQUEMA ÁREA TRANSVERSAL DE LA CINTA	103
FIGURA 7.10: RODILLOS RAMAL SUPERIOR Y BASTIDOR	105
FIGURA 7.11: GUÍA DE VALORES PARA DEFINIR EL PESO DE CINTA POR M ²	114
FIGURA 7.12: TENSIONES QUE ACTÚAN SOBRE LA CINTA	127
FIGURA 7.13: FUERZA DE PARTIDA	131
FIGURA 7.14: TIPOS DE CHANCADORES.....	139
FIGURA 7.15: CHANCADOR PRIMARIO DE MANDIBULAS.....	140
FIGURA 7.16: DIAGRAMA CHANCADOR DE MANDÍBULAS	141
FIGURA 7.17: TIPOS DE HARNEADO	142
FIGURA 8.1: EVALUACIÓN DE VAC CASO BASE FRENTE A ALTERNATIVA BASE.....	151
FIGURA 9.1: ANÁLISIS DE SENSIBILIZACIÓN EN FUNCIÓN DE LA INVERSIÓN.....	155
FIGURA 9.2: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD EN FUNCIÓN DEL AÑO DEL PROYECTO	158
FIGURA 9.3: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD EN FUNCIÓN DEL PLAN DE EXTRACCIÓN.....	160
FIGURA 9.4: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD EN FUNCIÓN DEL COSTO UNITARIO	163
FIGURA 10.1: DISTRIBUCIÓN DEL GASTO POR UNIDAD DE GESTIÓN INCLUYE INVERSIÓN	165
FIGURA 10.2: DISTRIBUCIÓN PORCENTUAL DEL GASTO ANUAL DEL EQUIPO DE APOYO.....	166
FIGURA 10.3: DISTRIBUCIÓN PORCENTUAL DEL GASTO ANUAL DE LA ENERGÍA ELÉCTRICA	167
FIGURA 10.4: SISTEMA ALTERNATIVO MEJORADO	170

INTRODUCCIÓN

El presente proyecto describe los objetivos, plan, desarrollo y evaluación económica del diseño de un sistema de transporte alternativo para la mina a cielo abierto Campamento Antiguo llevada a cabo por Carla Paredes, estudiante de la Escuela de Ingeniería de Minas de la Universidad Central del Ecuador, para obtener el título de Ingeniera de Minas.

La mina a cielo abierto Campamento Antiguo ubicada en el distrito minero Indio Muerto cuenta con un sistema de transporte terrestre (camiones), llamado mixto porque se utiliza equipo propio y servicios de transportistas privados (terceros).

El transporte del mineral de sulfuros hacia la Planta de procesamiento desde el acopio de material mineralizado es realizado por la empresa (tercerizada) SSLM (Sociedad de Servicios de la Minería), empresa vinculada a las operaciones de la División debido al posible cierre permanente de actividades en el sector. Luego de una revaluación y del Nuevo Plan de Desarrollo 2011(PND) se obtiene un panorama con expectativas de continuidad en las operaciones existentes y la posibilidad de generar nuevas acciones relacionadas con incrementos de producción, razón por lo cual surge la intención de reevaluar costos.

El presente estudio busca establecer una evaluación costo-eficiencia del transporte de mineral de sulfuro que se encuentra en el yacimiento Campamento Antiguo, desde el acopio de mineral hacia la Planta Concentradora planteando alternativas que respondan a alcanzar los niveles de producción requeridos hasta el año 2017 e instaurar la posibilidad de trabajar con infraestructura perteneciente a CODELCO en su totalidad y posteriormente utilizar los activos existentes en otras faenas.

Este proyecto de tesis ha sido dividido en 5 (cinco) partes más un conjunto de anexos.

En la primera parte se plantean los objetivos generales y específicos derivados del anterior. La segunda parte describe el plan de trabajo propuesto para el proyecto de desarrollo del sistema de transporte. En la tercera y cuarta parte se muestra el trabajo

desarrollado, describiendo la metodología y los resultados del estudio de la situación actual, el planteamiento del modelo de diseño que se impuso en el marco de referencia, la proposición de los indicadores económicos y su evaluación, y la descripción de otras tareas complementarias realizadas. Finalmente, una quinta parte presenta las conclusiones sobre la viabilidad y realización del proyecto.

CAPITULO I

1.1. PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN

Costos asociados al método de transporte de mineral desde el Tajo Campamento Antiguo hacia el buzón Planta Concentradora.

1.2. ENUNCIADO DEL TEMA

Diseño y evaluación técnico-económica de un sistema de transporte alternativo que cumpla con los objetivos de productividad de la empresa respetando rentabilidad, costos, seguridad y medio ambiente, para transportar el mineral de sulfuro desde el patio de acopio del Tajo Campamento Antiguo hacia la Planta Concentradora, de División Salvador - CODELCO Chile.

1.3. PLANTEAMIENTO Y DEFINICIÓN DEL PROBLEMA

(SITUACION BASE)

El yacimiento Campamento Antiguo es un pórfido cuprífero del que se extrae sulfuro de cobre y lastre, su producción promedio es de 2,5 MTon/a, es decir 7.000 Ton/d. El método de explotación utilizado es a Cielo Abierto (tajo). Actualmente las operaciones son realizadas con personal propio y de empresas colaboradoras.

Sociedad de Servicios de la Minería (SSLM) es la empresa colaboradora encargada del carguío y transporte (de mineral), equipo de apoyo, perforación y voladura.

En el transporte del mineral desde el tajo hasta la Planta Concentradora se tiene dos etapas. La primera etapa comprende el carguío con cargadores frontales CAT 992 y transporte del mineral con camiones CAT 785 desde el patio de maniobras hacia la zona de acopio ubicada al noroccidente de la mina, y está a cargo de CODELCO.

La segunda etapa consiste en el movimiento del material mineralizado hacia el buzón concentrador ubicado aproximadamente a 11 km de la mina y es realizado por (SSLM). Las 7.000 Ton/d de mineral son transportadas en camiones marca Mack de 35 Ton (o similares)

Cabe destacar que si bien en cumplimiento al contrato, la responsable es SSLM, la empresa ha subcontratado a otras para optimizar las tareas en los tajos mencionados. A continuación se presenta un esquema de la estructura organizacional indicando las labores de producción de la mina a cielo abierto CA y la empresa encargada:

Operación Unitaria Actividad	Lastre- Botadero	Mineral - Acopio	Mineral Acopio - Planta
Perforación	T (SSLM)	T (SSLM)	-
Tornadura	T (ORICA)	T (ORICA)	-
Carguío	P (CODELCO)	P (CODELCO)	T (SSLM)
Transporte	P (CODELCO)	P (CODELCO)	T (SSLM)
Equipo de Apoyo	T (SSLM)	T (SSLM)	T (SSLM)

T- Equipo de terceros (SSLM) **P-** Equipo propio (CODELCO)

Tabla 1.1. Esquema organizacional de las labores de producción mina cielo abierto CA

La Planta Concentradora tiene una capacidad de 32.000 Ton/d y es alimentada desde dos minas independientes, la Mina Inca que es explotada mediante un Método de explotación subterránea (Block Caving - Hundimiento) y la Mina a cielo abierto Campamento Antiguo que proporcionan aproximadamente el 75 % y 25% de mineral, respectivamente.

(SITUACION ALTERNATIVA)

El nuevo Plan de Negocios y Desarrollo (PND) que ejecuta CODELCO, indica un tiempo de vida útil de la mina hasta el año 2017 y pretende aumentar el ritmo de extracción desde 2,5 a 4,2 MTon/a. Para lo anterior es meritoria la evaluación de un sistema de transporte que cumpla con la nueva demanda de producción, reduciendo costos operativos, aprovechando los activos de la División y cumpliendo con los estándares de seguridad, calidad y ambiente.

La alternativa que se proyecta en el presente trabajo deberá cumplir con los requerimientos sujeta a medidas estandarizadas a nivel internacional y su evaluación obedece fundamentalmente a rendimiento – costo.

1.4. OBJETIVOS

1.1.1. General

Evaluar técnica y económicamente la alternativa de cambio de método de transporte desde camiones (SITUACION BASE) a un sistema de transporte alternativo para el mineral de sulfuro del Tajo Campamento Antiguo.

1.1.2. Específicos

- Describir el proceso actual de las operaciones mineras en el tajo Campamento Antiguo CA desde la perforación hasta la alimentación de mineral en Planta Concentradora.
- Realizar un análisis FODA de las alternativas evaluadas.
- Análisis técnico-económico de la alternativa propuesta.
- Diseñar un modelo de Sistema de Transporte Alternativo (STA).
- Evaluación diferencial de alternativas entre el costo por tonelaje del sistema actual vs- STA.
- Buscar nuevas opciones de mejoramiento en la alternativa evaluada.
- Socializar la información obtenida en el presente trabajo con directivos de CODELCO.

1.5. JUSTIFICACIÓN

La División Salvador perteneciente a CODELCO Chile, está dedicada a la extracción de minerales de cobre. Cuenta con tres minas habilitadas, una subterránea (Inca) y dos a cielo abierto (Campamento Antiguo y Damiana), cumpliendo a cabalidad requisitos legales, vigentes y personal técnico capacitado en todas sus áreas para llevar a cabo el trabajo minero responsable.

El nuevo PND plantea aumentar el tonelaje actual de producción, a 3,2 MTon/a en promedio hasta el año 2017, luego las operaciones en el sector serán liquidadas. En el marco del cambio del horizonte de producción de CA, dado el actual sistema de

transporte externalizado, es necesario o factible explorar otras alternativas de transporte que permitan reducir los costos de la actual situación.

1.6. FACTIBILIDAD Y ACCESIBILIDAD

El presente trabajo se define en primera instancia como un análisis a nivel de perfil que sirva para visualizar las posibles alternativas más rentables con respecto a las actuales, y las alternativas que resultaran antieconómicas.

Para el proyecto se cuenta con suficientes recursos bibliográficos, web gráficos con talento humano, tutor y tiempo suficiente; CODELCO apoyará económicamente el desarrollo del proyecto y se ha comprometido en dar la información necesaria para la ejecución del mismo.

La empresa facilitará el ingreso de la egresada para la recolección de datos y para el desarrollo del proyecto.

1.7. ALCANCE

Los costos vinculados a extracción, operación, producción, beneficio y comercialización del producto final que se obtiene en la DSAL (División Salvador) de CODELCO-Chile únicamente varían de acuerdo al incremento de producción indicado en el PND 2011, es decir que estos costos se mantienen fijos durante todo el proceso de evaluación del presente estudio.

El presente proyecto está dirigido al análisis específico de los costos de operación del transporte de mineral sulfuro de la mina a Cielo Abierto Campamento Antiguo, desde el acopio hasta la Planta concentradora, apuntando la evaluación económica únicamente hacia el aprovechamiento Costo – Eficiencia.

La metodología de estudio empleada defiende la elaboración de un primer análisis cualitativo (Análisis FODA) para la selección de sistema de transporte que se ajuste a los requerimientos del estudio para posteriores modificaciones de diseño en función de la disminución de costos siempre y cuando no interfiera con operaciones y producción establecida.

El diseño del sistema de transporte seleccionado será sometido a una ingeniería de detalle para su construcción dada su implementación, (a cargo de una empresa especializada), por tanto el presente estudio es la etapa inicial del proceso ingenieril.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. MARCO INSTITUCIONAL

2.1.1. Misión Empresarial

Desplegar en forma responsable y con excelencia, toda su capacidad de negocios mineros y relacionados en Chile y en el mundo, con el propósito de maximizar en el largo plazo su valor económico y su aporte al Estado. CODELCO llevará a cabo su misión, enfatizando una organización de alto desempeño, la participación, la innovación creativa y el conocimiento de las personas en permanente desarrollo.

Fuente: Memoria de Anual 2012 CODELCO Chile

2.1.2. La visión empresarial

Formamos un equipo de hombres y mujeres comprometidos con el liderazgo de CODELCO en la industria minera de Chile y el mundo, para contribuir al progreso del país.

Realizamos nuestro trabajo con entusiasmo y altos estándares de seguridad, cuidando la sustentabilidad y maximizando los excedentes que entregamos a nuestro dueño, el Estado de Chile.

Trabajamos para que todos los chilenos sientan orgullo de CODELCO y admiración por su historia de servicio al país, cuidando como propia la reputación de la empresa.

Fuente: Memoria de Anual 2012 CODELCO Chile

2.1.3. Los valores empresariales:

- 1.** El respeto a la vida y dignidad de las personas es un valor central. Nada justifica que asumamos riesgos no controlados que atenten contra nuestra salud o seguridad.
- 2.** Trabajar en CODELCO es un orgullo, una gran responsabilidad y un enorme compromiso.
- 3.** Valoramos y reconocemos a los trabajadores competentes, con iniciativa y liderazgo, que enfrentan los cambios con decisión y valentía.
- 4.** Fomentamos el trabajo en equipo, la participación responsable y el aporte que proviene de la diversidad de experiencias y de las organizaciones de trabajadores.
- 5.** Perseguimos la excelencia en todo lo que hacemos y practicamos el mejoramiento continuo, para estar entre los mejores de la industria.
- 6.** Somos una empresa creativa, que se apoya en la innovación para generar nuevos conocimientos, crear valor y acrecentar nuestro liderazgo.
- 7.** Estamos comprometidos con el desarrollo sustentable en nuestras operaciones y proyectos.

2.2. MARCO LEGAL

La promulgación de la reforma constitucional que nacionalizó el cobre en Chile, el 11 de julio de 1971, detonó un proceso que culminó con la creación de una empresa encargada de operar y administrar las pertenencias mineras cedidas al Estado.

El Decreto Ley 1.350 de 1976 creó la Corporación Nacional del Cobre de Chile, CODELCO, concebida como una empresa propiedad del Estado chileno, minera, industrial y comercial, con personalidad jurídica y patrimonio propio.

La Corporación es encabezada por un Directorio con nueve integrantes, designados de acuerdo a normas establecidas en la Ley N° 20.392, promulgada el 4 de noviembre de 2009: tres directores nombrados directamente por el Presidente de la República; cuatro directores designados a partir de una quina seleccionada por el Consejo de la Alta

Dirección Pública; un director escogido a partir de una quina presentada por la Federación de Trabajadores del Cobre (FTC), y un director elegido de una quina presentada, en conjunto, por la Federación de Supervisores del Cobre (FESUC) y la Asociación Nacional de Supervisores del Cobre (ANSCO).

Fuente: Memoria de Anual 2012 CODELCO Chile

2.3. MARCO ÉTICO

El presente proyecto no interfiere negativamente ni afecta a los intereses de la compañía menos aún los intereses de las zonas involucradas. Se respetan los principios, los valores éticos y morales de la empresa así como también el medio que la rodea.

2.4. MARCO REFERENCIAL

2.4.1. Antecedentes Generales

Introducción

La demanda de minerales a nivel mundial va en aumento, CODELCO es el principal productor de cobre con reservas mundiales superiores al 20%.

CODELCO es una empresa estatal dedicada a la exploración, desarrollo, explotación y procesamiento, refinación y comercialización de recursos mineros de cobre y subproductos como molibdeno. La compañía cuenta con 6 divisiones mineras a lo largo de todo el territorio nacional, 2 de ellas dedicadas exclusivamente a fundición y refinación, además está asociada a dos empresas Minera Gaby, El Abra entre otras.

La coordinación se ejecuta desde la Casa Matriz ubicada en Santiago de Chile.

La División Salvador está ubicada en la tercera región (Atacama) de Chile al Norte del país, se encuentra en operación desde 1959. Tiene 3 proyectos vigentes Inca (subterránea), Campamento Antiguo y Damiana (cielo abierto).

2.4.2. Crónica de CODELCO

En el contexto de lo que en la actualidad se conoce como Minería a Gran Escala y a consecuencia de millonarias inversiones a cargo de empresas norteamericanas, las actividades mineras inician a partir de 1904. El primer gran proyecto que da paso a la producción de Cobre en Chile es El Teniente escoltado por Chuquibambilla en 1910 y Potrerillos en 1927. Tres años más tarde representaban el 80% de la producción nacional, convirtiéndose en pieza fundamental en la economía de Chile.

Para 1955 Chile logra tener cierta participación en la comercialización del Cobre, gracias a un convenio en participación con el Gobierno de Estados Unidos de Norteamérica, en el cual se permitiría fijar tasas de tributación a las exportaciones, controlar cambio de divisas destinadas a garantizar un ingreso mínimo al Estado, y la comercialización del 20% de la producción nacional en mercados distintos al norteamericano. Su control, fiscalización, manejo de información, producción y venta de Cobre estaría a cargo del Departamento del Cobre creado el mismo año.

En 1966 tras la aprobación por parte del Congreso de la ley 16.425 que determinaba la creación de sociedades mixtas con las empresas extranjeras en las cuales el Estado tendría 51 por ciento de la propiedad de los yacimientos, inicia lo que toma el nombre de “chilenización del Cobre”, llegando a resolver la transformación del Departamento del Cobre en una Corporación del Cobre.

CODELCO comienza con la implantación de la reforma constitucional del 21 de Diciembre de 1970, nacionalizando el proyecto de la “Gran Minería” el 11 de julio de

1971, con lo cual, el Gobierno con el interés y apoyo de la comunidad Chilena, podía nacionalizar los recursos naturales y bienes de producción de importancia para la economía del país. La creación de la Corporación Nacional del Cobre de Chile CODELCO, como se la conoce en la actualidad, fue formalizada por decreto el 1 de abril de 1976. “La nueva normativa facultó al Gobierno chileno para que dispusiera sobre la organización, explotación y administración de las empresas nacionalizadas. También determinó que sólo podrían enajenarse o constituirse derechos de explotación sobre concesiones mineras para yacimientos que no estuvieran en explotación para ese momento, previa autorización por ley”.

El nacimiento de CODELCO Chile significaba la agrupación de los yacimientos existentes en una sola Corporación minera, industrial y comercial, con personalidad jurídica y patrimonio propio, para lo cual se formó una matriz en el departamento de Santiago y cuatro Divisiones operativas. Actualmente son 6 las arterias estructurales de esta prestigiosa empresa y dos divisiones que se presentan como empresas mixtas, esto le ha permitido eludir acertadamente problemas relacionados con faenas, su complejidad y dispersión geográfica.

De esta manera CODELCO quedó estructurada en las siguientes divisiones:

División CODELCO Norte

En agosto de 2002 la fusión de las divisiones de Chuquicamata y Radomiro Tomic da paso a la creación de la división CODELCO Norte. Los yacimientos se encuentran en la Segunda Región de Chile, en medio del Desierto de Atacama, cercanos a la ciudad de Calama a 2830 y 3000 m.s.n.m. respectivamente.

Chuquicamata maneja un tipo de explotación a cielo abierto. Su régimen de producción supera las 140000 Ton/d (528.377 Ton métricas de cobre fino aprox.). En septiembre del 2011 se inició con el proyecto Chuquicamata subterránea debido a

que parte de sus recursos se ubican bajo el *pit* final del tajo. “Chuqui” ha entregado parte de su riqueza a Chile por casi 100 años.

Radomiro Tomic es un yacimiento de explotación a cielo abierto para la obtención de minerales oxidados. Sus operaciones iniciaron en 1995, después de que CODELCO actualizó los estudios sobre la factibilidad de su explotación y contó con la tecnología necesaria para explotarlo de manera económicamente rentable. A partir de abril de 1998 comenzó su operación en régimen. Radomiro Tomic lleva su nombre en honor al, parlamentario y diplomático nacido en Calama quien se destacó por una constante preocupación para que el cobre fuera explotado por chilenos.

División Salvador

Ubicada a 1100 km. Al norte de Santiago de Chile. Sus operaciones se realizan a 2600 m.s.n.m. en la zona de la cordillera de los Andes. La División tiene a su cargo las minas “Inca” explotación subterránea, “Campamento Antiguo y “Damiana” a cielo abierto. Diariamente se obtienen 100000 Ton/d de sulfuros y 70000 Ton/d óxidos, a partir de las cuales se obtienen 65400 Ton métricas finas de Cobre al año y 1146 Ton métricas de molibdeno. También se obtienen barros anódicos y ácido sulfúrico. (ANEXO B – Proceso del Cobre).

Desde el Puerto de Barquito, emplazado en Chañaral, los productos de División Salvador son enviados a clientes ubicados principalmente en Asia y Europa.

División Andina

Tiene a su cargo el yacimiento Río Blanco, operación subterránea, y la mina Tajo Sur Sur, está ubicada a 80 km al noreste de Santiago, entre 3.700 y 4.200 m.s.n.m. Andina produce unas 209.727 Ton métricas anuales de concentrados de Cu, además de 2.163 Ton métricas de molibdeno al año.

División El Teniente

Está situada a 80 km. al sur de Santiago y a 2.500 m.s.n.m. y tiene a su cargo las operaciones de explotación de la mina subterránea de cobre más grande del mundo.

La mina comenzó a ser explotada en 1904 y cuenta con más de 2.400 Km de galerías subterráneas. El teniente produce 404.035 Ton métricas finas anuales de cobre en la forma de lingotes refinados a fuego (RAF), y cátodos de cobre al año y 5.179 Ton métricas de molibdeno.

División Ministro Hales

Esta división fue creada en septiembre de 2010, su yacimiento se encuentra en etapa de construcción. Está ubicado a 5 km al norte de la ciudad de Calama, en la Segunda Región de Antofagasta.

La División Ministro Hales aportará desde el año 2013 una producción anual promedio de 163 mil Ton métricas de cobre fino y 264 Ton de plata. Su inversión total es de 2.300 millones de dólares, la mayor en la historia de CODELCO, con recursos superiores a las 1.300 millones de toneladas y una ley media de 0,96% de Cu.

Su explotación será a cielo abierto durante 14 años y se continuarán sus operaciones por minería subterránea obteniendo una vida útil de 50 años. Los estudios pertinentes serán desarrollados en forma oportuna.

“Este proyecto estructural permitirá a CODELCO mantener sus niveles productivos a mediano plazo y mejorar su valor y competitividad a través de la explotación y tratamiento de minerales”.

División Ventanas

Se sitúa en la localidad de Las Ventanas, comuna de Puchuncaví, a 164 km de Santiago y a 50 km de Viña del Mar, al norte de la provincia de Valparaíso.

Ventanas es un complejo industrial encargada de la fundición y refinería de cobre, además cuenta con una planta de metales nobles que produce oro y plata. CODELCO la adquirió en 2005 a ENAMI.

Su ubicación se eligió debido a la disponibilidad de agua y cercanía con los puertos de Quintero y Valparaíso para el embarque de sus productos.

La producción de Ventanas en el año 2009 alcanzó a 384.819 Ton métricas de cobre electrolítico. Así mismo, por el procesamiento de los barros anódicos de la refinería en la planta de metales nobles, se produjeron 195.375 kilos de plata y 4.951 kilos de oro, y la planta de ácido produjo 348.502 toneladas de ácido sulfúrico.

Minera Gaby

El yacimiento Gabriela Mistral se encuentra situado en la Región de Antofagasta, comuna de Sierra Gorda, a 120 km al suroeste de Calama y 2.660 m.s.n.m. entró en producción en 2008 y es operado por Minera Gaby, una filial 100% propiedad de CODELCO. Cuenta con 620 millones de Ton de mineral oxidado, con una ley media de 0,41% de Cu.

La explotación se ejecuta a cielo abierto, con camiones que operan en forma autónoma, llegando a ser la primera operación minera del mundo que utiliza el 100% de sus camiones de extracción en la modalidad autónomo y cuya tecnología está en permanente evaluación y monitoreo. En 2010, Minera Gaby produjo 117.052 Ton métricas de cobre fino.

“Minera Gaby destaca por ser la empresa que posee el mayor porcentaje de mujeres en Chile, la primera en el mundo en operar 100% con camiones autónomos e integrar a las comunidades originarias”.



Figura 2.1: Ubicación Divisiones CODELCO – Chile

CAPITULO III

DESCRIPCIÓN DE ESCENARIO VIGENTE DIVISIÓN SALVADOR

Las operaciones mineras de las cuales se encarga División Salvador (DSAL), reúnen extracción, procesamiento y comercialización de minerales de cobre y subproductos de estos.

Sus recintos productivos, Concentradora, Fundición, Refinería Electrolítica y Lixiviación, se encuentran localizados en El Salvador y en Potrerillos más otros centros operativos de apoyo ubicados en la cordillera (abastecimiento de agua), Diego de Almagro (tranque de relaves) y el Puerto de Barquito.

En El Salvador se encuentran las minas desde donde se extraen los minerales, y las plantas de procesamiento para lixiviación de minerales oxidados y para flotación de minerales sulfurados.

Los minerales oxidados son tratados mediante procesos de lixiviación y los sulfurados por flotación. Los principales productos obtenidos y comercializados son cátodos electro-obtenidos vía SX-EW, concentrado de cobre con contenido de oro y plata y concentrado de molibdenita. La línea de sulfuros es alimentada por el Tajo Campamento Antiguo y la mina subterránea Inca, y la línea de óxidos por el Tajo Damiana.

El concentrado de cobre es procesado en el complejo de Fundición y Refinería de Potrerillos, perteneciente a la empresa. A esta también llegan importantes cantidades de concentrado de Divisiones como CODELCO Norte y Andina (CODELCO) y de otras compañías mineras. Los productos que se obtienen son:

- Cátodos de cobre electro- refinados

- Cobre anódico
- Scrap (restos de ánodos)
- Barro anódico con Au, Ag

Además de ácido sulfúrico producto de la limpieza y tratamiento de gases de la fundición.

3.1. UBICACIÓN

La División Salvador está ubicada en la frontera norte (pre cordillera) de la III Región de Atacama, a 110 km del puerto de Chañaral (el sitio de embarque del cobre producido), y a 198 km al noreste de la Ciudad de Copiapó, se encuentra en operación desde 1959. El Sector es de naturaleza árida y semi árida con temperaturas que van de 25° hasta -5° en invierno. Se encuentra a 2600 m.s.n.m.

A 10 km. se encuentra la ciudad del Salvador inaugurada en 1959 como residencia de los trabajadores y personas relacionadas con la actividad minera, aproximadamente 11.000 habitantes. El lugar posee un clima generalmente seco interrumpido por nevazones con muy poca frecuencia.

La ciudad de El Salvador, por ser un campamento minero es una ciudad cerrada es decir CODELCO es dueña de todas las propiedades. Las viviendas son entregadas al personal según sea su cargo y arrendadas a personas pertenecientes a otras empresas. La empresa también renta locales comerciales y decide el tipo de negocios que se pueden establecer. Las actividades culturales también están organizadas y financiadas una parte por CODELCO.



Figura 3.1: Mapa de ubicación

División Salvador - Atacama

Fuente: Biblioteca Congreso Nacional de Chile 2012 <http://www.profesorenlinea.cl>

3.2. GEOLOGÍA DEL SECTOR INDIO MUERTO

3.2.1. Geología Y Recursos Mineros.- Antecedentes

En la década del 50 del siglo pasado la compañía Andes Copper Mining realizó las primeras perforaciones en la zona y se descubrió el yacimiento El Salvador en 1955. Desde esa época hasta nuestros días este yacimiento ha sido explotado en forma continua.

3.2.2. Geología regional

La zona de estudio se ubica entre los 25-27° Lat. S. al oeste de la zona volcánica activa de los Andes Centrales (CVZ), donde la placa de Nazca subyace bajo la placa sudamericana. En esta región austral del Desierto de Atacama, la geología del territorio chileno está dominada por dos grandes sistemas de fallas regionales: el *Sistema de Fallas de Atacama*, a lo largo del eje de la Cordillera de la Costa y el *Sistema de Fallas de Domeyko*, que atraviesa longitudinalmente la Cordillera de Domeyko y la región de Sierra Castillo, al este. Una serie de escalones se alzan progresivamente desde la Depresión Central hasta la zona altiplánica, en cuyo borde occidental se encuentran estratovolcanes y flujos ignimbríticos miocenos apoyados directamente sobre rocas mesozoicas (Naranjo y Puig, 1984; Naranjo y Cornejo, 1992).

3.2.3. Geología Local

Yacimiento Inca

El sector Inca se ubica entre las coordenadas locales 18.400 N a 21.630 N y -6.720 W a -9.200 W. Es el principal centro mineralizado conocido como Quebrada Turquesa.

Es un yacimiento de Cu – Mo asociado a eventos granodioríticos del Eoceno Superior (41-42 Ma), instruyendo a las rocas volcánicas andesíticas y sedimentarias clásticas del Cretácico Superior (Formación Llanta) y a una secuencia de tobas y domos riolíticos del Paleoceno llamado Complejo volcánico intrusivo del Cerro Indio Muerto, la cual sobreyace discordantemente a la Formación Llanta.

Presenta intrusiones subvolcánicas riolíticas, tales como el Pórfido Cuarcífero, además de cuerpos intrusivos menores y diques no mineralizados (Latitas).

El emplazamiento que presentan las rocas intrusivas y su mineralización presentan alteración hidrotermal afectando a las rocas de caja, extendiéndose hasta cierta distancia de él. La alteración hidrotermal se produce por la acción de soluciones temperadas que traen parte de la mineralización y que circulan debido al calor emanado por los intrusivos. Los silicatos son los minerales generalmente más afectados por la alteración hidrotermal, modificando en forma importante las propiedades físicas y especialmente mecánicas de las rocas encajadoras.

Las rocas volcánicas que afloran en el cerro Indio Muerto están definidas como restos de un estrato volcán de grandes dimensiones, que presenta gran parte destruida por la erosión. Estas rocas fueron afectadas por diversos plegamientos concluyendo en discordancias entre formaciones, lo que ha permitido separarlas. Además presentan afectación por fallas normales e inversas en varias épocas.

En el centro del yacimiento aflora una serie de intrusivos porfídicos. Los estudios han permitido definirlo como un pórfido de composición granodiorítico con fenocristales de plagioclasa, feldespatos alcalinos con textura perítica y biotita, en una masa fundamental equigranular denominado localmente Pórfido X, fue la primera roca de este complejo en instruir. A continuación se instruyó una roca de composición adamelítica - granítica, denominada Pórfido K caracterizada por la presencia de abundante feldespato alcalino y fenocristales de plagioclasa, biotita y masa fundamental aplítica, con alta densidad de vetillas de cuarzo con feldespato alcalino de origen magmático tardío, sin halo de alteración.

La última intrusión importante de este complejo es el Pórfido L que es una granodiorita caracterizada por fenocristales zonados de plagioclasa, biotita euhedral, masa fundamental aplítica en cantidades variables, raras vetillas de cuarzo magmático. Posteriormente se instruyeron pequeños diques porfídicos de diorita, sin orientación preferencial, denominados Pórfido A y finalmente algunos diques latíticos de gran corrida alineados hacia el noreste.

Yacimiento Campamento Antiguo

En el área de emplazamiento de los yacimientos satélites al pórfido cuprífero El Salvador, pertenecientes al distrito minero Indio Muerto, se reconoce el yacimiento Campamento Antiguo, cuyas unidades litológicas se ven representadas por afloramientos de rocas volcánicas y volcanoclásticas de composición andesítica, correlacionables con los niveles estratificados superiores de La Formación Llanta del Cretácico superior.

Rocas volcánicas: consisten en una secuencia volcanoclástica de composición andesítica constituida por aglomerados, brechas, andesitas y escasas intercalaciones de tobas.

Unidad de andesitas: constituyen las rocas de mayor distribución areal y afloran en la parte central y marginal del sector Campamento Antiguo siendo aproximadamente el 50 % del total de los afloramientos existentes.

Unidad de brechas andesíticas: constituye aproximadamente el 10% restante de las rocas volcánicas presentes en la zona.

Rocas intrusivas: constituyen aproximadamente el 35% del total de afloramientos presentes e instruyen a las unidades volcánicas descritas anteriormente.

Diques riolíticos: corresponden a cuerpos tabulares que se encuentran principalmente emplazados en el sector centro-oriental cercano al pórfido cuarcífero central.

Pórfido cuarcífero: corresponde al cuerpo intrusivo de mayor relevancia en el yacimiento ya que es el causante de la alteración y mineralización hipógena.

Brechas de turmalina: estos cuerpos brechosos se distribuyen hacia el sector occidental y sur occidental del área.

Pebbles diques: corresponden a afloramientos pequeños y discontinuos en superficie.

Depósitos no consolidados: están constituidos principalmente por coluvios y aluvios de amplia extensión que se distribuyen a lo largo de la Quebrada Campamento Antiguo y laderas asociadas.

Yacimiento Damiana

Corresponde a una mineralización de tipo exótico de oxidados de cobre debido al desarrollo del proceso de erosión supergéneo en el cuerpo principal del salvador, formando el material lixiviable de la División, cuyas unidades litológicas se ven representados por rocas volcanoclásticas andesíticas (brechas y aglomerados) y rocas piroclásticas correspondientes a tobas riolíticas y andesíticas, que sobreyacen a las anteriores.

La unidad volcánica andesítica está compuesta por: andesitas, brechas de flujo, conglomerados volcánicos y ha sido asignado a la formación Llanta (Cretácico superior).

La unidad volcánica acida está formada por rocas riolíticas y piroclásticas de la formación Hornitos del terciario inferior.

Apófisis de monzonitas de anfíbol, diorita y pórfidos instruyen a rocas volcánicas andesíticas.

La unidad de gravas fue subdividida en gravas litificadas (con mineralización de óxido de Cu), gravas estratificadas no consolidadas y escombros de falda formados por fragmentos de riolita.

Los óxidos de Cu corresponden a: Crisocola, Cooper wad, Cooper pitch, atacamita y rasleighita, impregnadas tanto en gravas como en roca basal. Además de turquesa, libetenita, malaquita, azurita, cobre nativo, cuprita y calcosina secundaria.

3.3. ESTRUCTURA ORGANIZACIONAL DE LA DIVISIÓN SALVADOR

La estructura organizacional de la empresa se encuentra subdividida en gerencias encargadas de dar mayor énfasis en cada una de las partes que conforman la DSAL. Es así que se tiene:



Figura 3.2: Estructura Organizacional División Salvador

3.4. DESCRIPCIÓN DE MINAS

El Plan Minero de DSAL comprende dos líneas de proceso:

- Línea Sulfuros (Concentración) y
- Línea Óxidos (Lixiviación),

Las cuales son alimentadas por tres minas: Mina Subterránea Inca (sulfuros), Mina cielo abierto Campamento Antiguo (sulfuros) y Mina cielo abierto Damiana (óxidos).

Considerando las perspectivas de largo plazo del mercado del cobre, durante 2010 el Directorio acordó revertir la decisión de cierre de las operaciones mineras de esta División, programada para el mes diciembre de 2011. Luego de un estudio de pre factibilidad las recomendaciones emanadas eran de mantener la continuidad de los sectores ya existentes en las minas subterránea y a cielo abierto existentes e incorporando sectores nuevos, tomando en cuenta la continuidad de los procesos de extracción de mina “Inca” llevándola a cielo abierto. De acuerdo al Plan de Expansión (PEX), se considera agregar el proyecto de mina a cielo abierto Inca.

3.4.1. Mina Subterránea Inca

Su plan de producción como mina subterránea se considera en un perfil de 7 años, desde el año 2012 hasta el 2018 y los actuales sectores productivos son:

- Inca Norte (IN).
- Inca Oeste (IW).
- Inca Central Oeste (ICW).

Y la explotación de los nuevos sectores incorporados:

- Inca Norte Extensión Este,

- Inca Oeste 2
- Inca Oeste 3
- Inca Oeste Extensión
- y extensión del sector Inca Central Oeste,

La extracción del mineral se desarrolla mediante equipo LHD de 5m³ (7yd³) y su trituración secundaria es efectuada por una flota de jumbos cachorreros además de rompedores móviles.

El método de explotación utilizado en el sector es el hundimiento, el traspaso del mineral desde el nivel de producción hasta el nivel de trituración secundaria se realiza por un sistema de piques, el mineral es reducido por martillos distribuidos de acuerdo a la ubicación de los piques y dos chancadores de mandíbulas. Luego el mineral es descargado (piques) hacia silos de almacenamiento (buzones) y posteriormente cargado en los trenes, finalmente mineral es transportado hasta la planta de chancado primario.

En la actualidad se ha estudiado la expansión del proyecto que considera explotar la Mina Subterránea Inca a Cielo Abierto, con el fin de obtener un plan de crecimiento de la producción en forma escalonada (130 kt/d).

El enfoque de la explotación estima equipos de gran minería, tales como camiones de capacidades de hasta 400 toneladas cortas, y palas con una capacidad de 73 yd³ (58 m³).

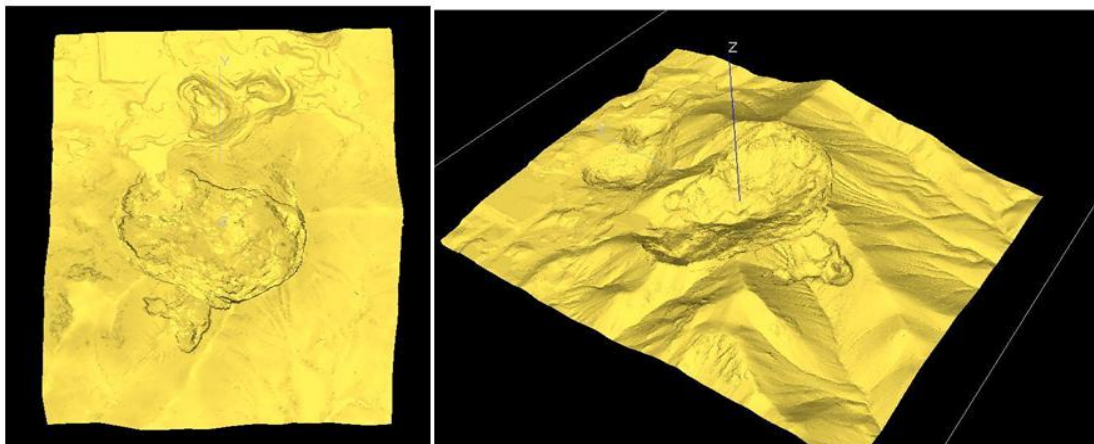


Figura 3.3: Superficie topográfica Inca 3D

3.4.2. Mina Cielo Abierto Campamento Antiguo

Este yacimiento es explotado a Cielo Abierto, pertenece al distrito minero Indio Muerto y su estructura geológica está representada por rocas de tipo volcánico y volcanoclástico de composición andesítica.

En sus inicios fue la responsable de proveer parte del tonelaje requerido para la línea de Óxidos. Dado el agotamiento de este tipo de reservas, en la actualidad participa junto con Mina Inca de la alimentación de Sulfuro hacia la Planta concentradora.

Según el análisis realizado en el Plan de Negocios y Desarrollo (PND) 2012, se prevé un horizonte de vida máximo para CA hasta el año 2017, utilizando una tasa de extracción mayor a la actual (2,6 MTon/a) y llegar a (4,2 MTon) de mineral al año para ser enviados a Planta y complementar la línea de sulfuros a ser procesados.

La explotación de Campamento Antiguo se realiza en dos etapas. La primera etapa consiste en el acarreo del mineral (carguío y transporte) hacia la zona de acopio en ubicada al noroeste de la mina, ésta es realizada por equipo perteneciente a CODELCO; y la segunda es el transporte del mineral hacia la planta concentradora cuya estrategia es dejar esta operación a cargo de la empresa Sociedad de Servicios de la Minería (SSLM). Para el desarrollo, carguío y transporte del Óxido y del lastre, se utiliza equipo propio.



Figura 3.4: Mina a Cielo Abierto Campamento Antiguo

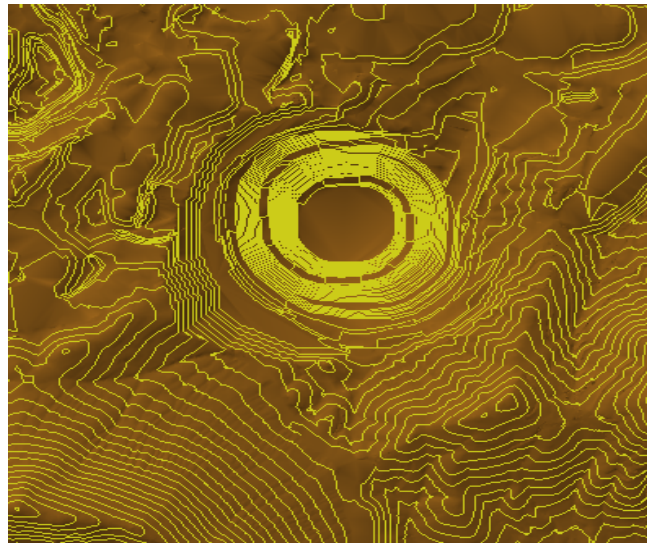


Figura 3.5: Superficie topográfica Campamento Antiguo

3.4.3. **Mina Cielo Abierto Damiana**

Damiana es un yacimiento ubicado en la ladera occidental del Cerro Indio Muerto. Este cuerpo es de tipo heterogéneo y desde este se han definido tres centros mineralizados principales:

- Damiana Central
- Damiana Norte
- Damiana SW

Es explotado mediante el sistema de Cielo Abierto y es el principal proveedor de minerales para la línea de Óxidos de División Salvador de CODELCO - Chile. El tiempo de vida máximo (según PND 2012) es hasta el año 2015 y se considera crear una combinación entre los minerales de oxidados de Damiana y QM, CC, con la finalidad de incrementar la capacidad de molienda a 7,3 MTon/a. Al igual que en CA la operaciones se realizan con equipos propios y de terceros. El desarrollo que demandan los Óxidos de Alta Ley (OAL) está a cargo de SSLM mientras que del Óxido de Baja Ley (OBL) y del lastre es realizado con equipo propio.



Figura 3.6: Mina a Cielo Abierto Damiana

3.4.4. Mina Cielo Abierto CC/QM

Antiguamente este yacimiento fue explotado para las dos líneas de producción por el sistema de explotación a Cielo Abierto. En la actualidad se explotan los minerales (OAL) para complementar la alimentación de la línea de óxidos a 7,3 MTon/a.

Nuevamente las operaciones se ejecutan mediante un esquema de operación mixta entre equipos propios y por terceros, similar a Damiana, cuya estrategia básica

consiste en que el carguío y transporte del mineral de Óxidos de Alta Ley (OAL) por terceros y el desarrollo, carguío y transporte del lastre con equipo propio.

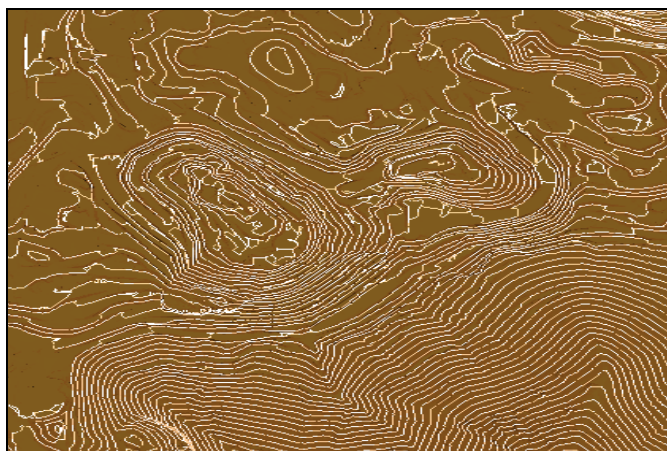


Figura 3.7: Superficie topográfica QM/CC.

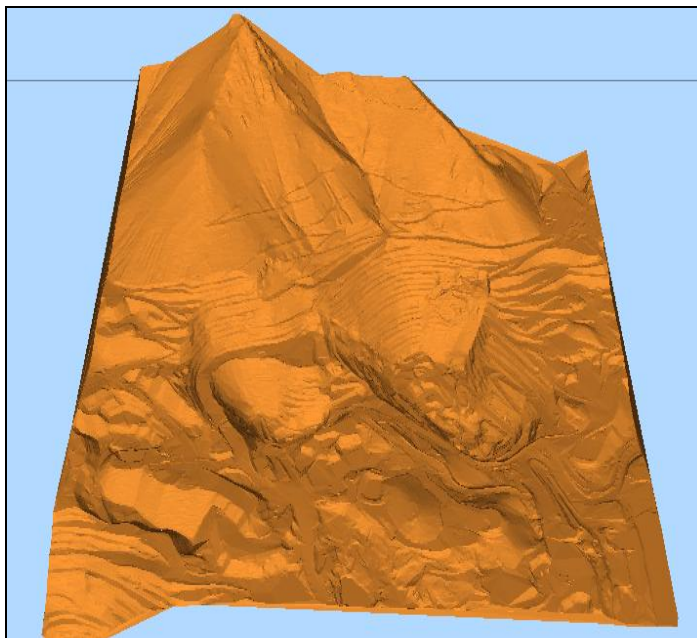


Figura 3.8: Superficie topográfica QM/CC 3D

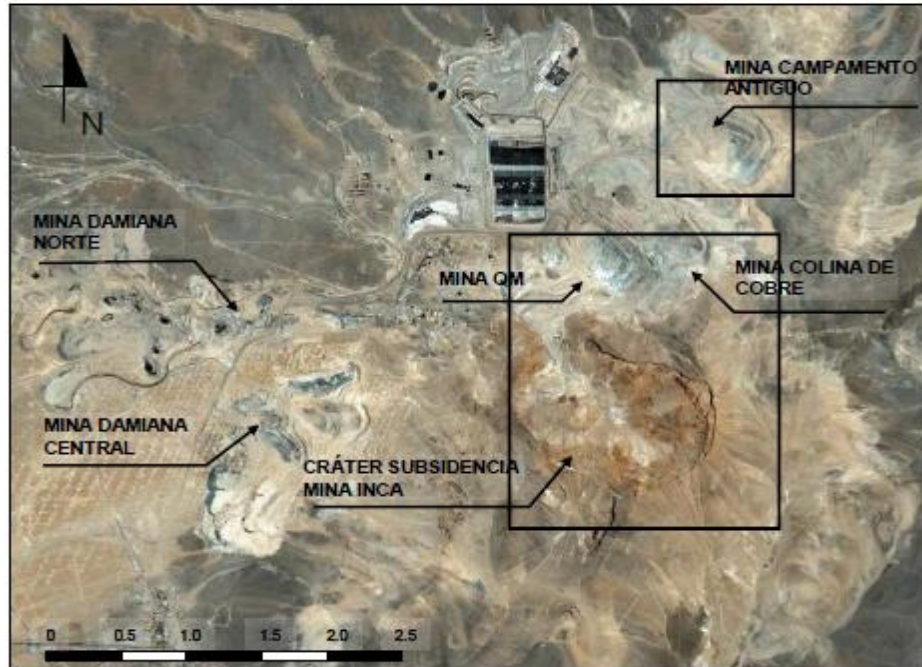


Figura 3.9: Esquema de ubicación de yacimientos División Salvador.

3.5. DESCRIPCIÓN PLANTA DE SÓLIDOS

La Gerencia de Operaciones Minas - Planta, se encarga del procesamiento y producción de cátodos de cobre, en el caso de minerales de óxidos, y para la línea de sulfuros de División Salvador, abarca desde la extracción del mineral de la mina subterránea y tajos hasta la producción de concentrado de cobre, cátodos SX-EW como producto final y concentrado de molibdeno como subproducto.

El Plan Minero de DSAL comprende dos líneas de proceso:

- Línea Óxidos (Lixiviación) y
- Línea Sulfuros (Concentración)

3.5.1. **Proceso Línea Óxidos**

En la línea óxidos se procesa el mineral denominado de alta ley (OAL) proveniente de la mina cielo abierto Damiana. Para su procesamiento la planta está constituida por cuatro (4) etapas:

- Chancado Primario
- Chancado Secundario-Terciario y Aglomeración,
- Lixiviación de Pilas y,
- Extracción por Solventes y Electro-obtención (SX-EW).

En el Chancado Primario se reduce de tamaño el mineral, generando un producto de dimensiones adecuadas para la etapa de chancado fino. Después el mineral (OAL) pasa a Chancado Secundario-Terciario y su producto es tratado en la etapa de Aglomeración.

“El mineral ya reducido de tamaño se procesa en la etapa de lixiviación para lo cual existen una plataforma para el riego denominada Plataforma Única, que se usa para lixiviar el mineral OAL. Éste, una vez agotado se retira para generar nuevamente área para el mineral fresco.”

Informe PND 2012.

3.5.2. **Proceso Línea Sulfuros**

La línea sulfuros trata los minerales provenientes de la Mina Subterránea Inca y Tajo Campamento Antiguo.

La primera etapa consiste en el chancado primario y chancado fino, que entrega un producto apto para molienda, para luego ser procesado en las etapas de flotación colectiva y selectiva.

La pulpa obtenida en el apartado de molienda-clasificación es beneficiada en una planta de flotación colectiva, conformada por una etapa de flotación primaria,

remolienda y circuito de flotación, dando lugar a un concentrado mixto cobre-molibdeno apto para el proceso de fundición-refinación.

“El concentrado es procesado en una planta cuyo objetivo es abatir el cobre y obtener como subproducto un concentrado de molibdenita, para luego producir un concentrado seco, tanto de cobre como molibdeno.

Para lograr un concentrado de cobre apto para el proceso de fundición, que requiere una humedad máxima de 9%, se filtra todo en una planta ubicada en localidad de Llanta, desde donde se despacha el concentrado a Potrerillos.”

Informe PND 2012 División Salvador

CAPITULO IV

METODOLOGÍA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE POR CAMIONES

4.1. CASO BASE

El caso base se define como el punto de partida para la elaboración de un Plan de Negocio a largo plazo, que se encuentre en ejecución y poder proyectarlo en el tiempo. Básicamente cada una de las operaciones en el negocio de la minería se plantea como una unidad de gestión autónoma, interactuando entre sí, en un esquema de “intercambio” de insumos, productos y servicios tomando en cuenta las operaciones realizadas por terceros como es el caso de SSLM.

De esta forma se logra mantener una estricta organización de la DSAL y la alternativa de evaluar negocios que presenten mayor beneficio que los actuales.

Se plantea como Caso Base la evaluación del costo del método de transporte actual del mineral de sulfuro de Campamento Antiguo desde el acopio (fuera del tajo) hasta la planta de concentración.

El estudio abarcará:

- El horizonte de evaluación
- Identificación de costos relevantes
- Identificación de costos no relevantes para la evaluación económica.

Posteriormente se expone la descripción de los antecedentes relevantes para el desarrollo del estudio y evaluación del sistema de transporte actual que opera en la explotación del tajo Campamento Antiguo.

4.2. IDENTIFICACIÓN Y DESCRIPCIÓN DE OPERACIONES EN CAMPAMENTO ANTIGUO

4.2.1. Metodología

La secuencia de explotación del Tajo Campamento Antiguo se realiza en dos fases, que corresponden a la Fase 5 que se encuentra actualmente en proceso de explotación y simultáneamente la Fase 6, ambas diseñadas conforme a criterios geotécnicos, topográficas y económicos.

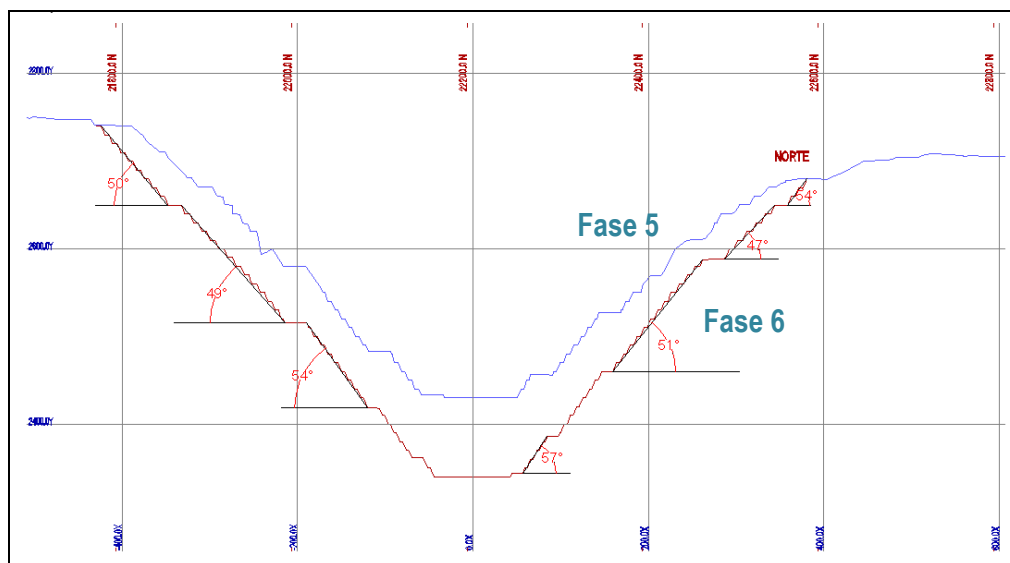


Figura 4.1: Fase 5 y Fase 6 CA perfil Norte - Sur

Los trabajos previos realizados y en concordancia con la orientación geomecánica para efectos de diseño y modelización de taludes, y la contemplación de contornos finales, intermedios y perspectivas de las etapas de desarrollo de la explotación del patio de maniobras, en general se obtuvieron finalmente un esquema operativo.

Los datos presentados a continuación han sido proporcionados por DSAL y fueron realizados por CODELCO conjuntamente con Golden Associates.

Ancho de rampa :	12,5 m - 25 m
Pendiente rampa:	10%
Altura de banco :	10 m
Angulo cara de banco:	68°
Angulo Inter-rampa:	40° - 55°
Angulo global: entre	36° y 47°

Tabla 4.1: Características generales cielo abierto

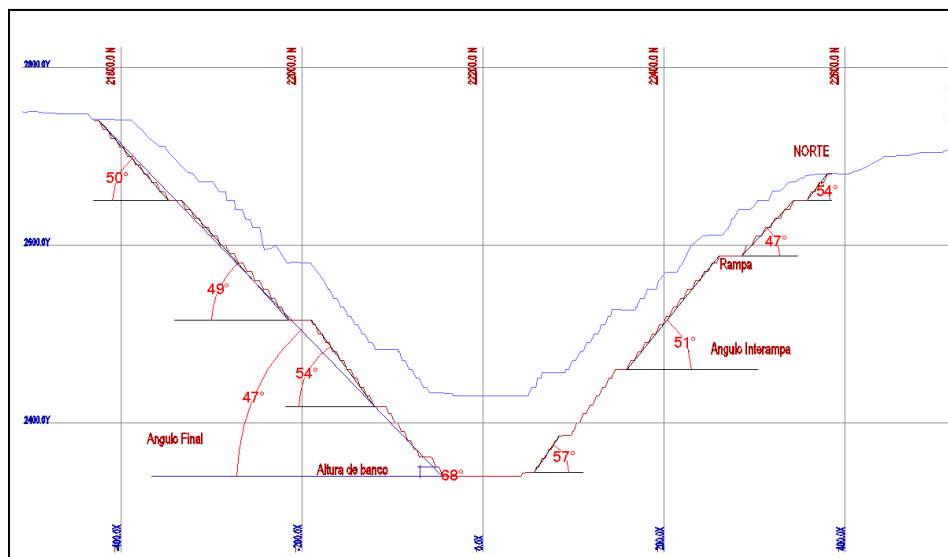


Figura 4.2: Esquema de explotación Campamento Antiguo

4.3. DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS

A continuación se presenta un cuadro resumen de los equipos que se utilizan para poner en marcha los trabajos operacionales de la mina a cielo abierto CA.

Equipo	Cantidad	Marca	Tipo/Modelo	Potencia/Capacidad	Año Fabricación	P o T	Ejecución
Perforadora	3	Ingersoll-Rand	T4BH	7 7/8"-10 5/8"	-	P	Perforación Producción
Perforadora	3	Sandvik-Drilltech	D75KS	7 7/8"-10 5/8"	-	P	Perforación Producción
Perforadora	1	Sandvik BPI	Titón 600	6 ½"	2008	P	Perforación precorte
Camión Tolva A. ton.	7	Caterpillar	777F	60m³	2007	P	Transporte mina acopio
Cargador Frontal	3	Caterpillar	992K	12m³	2010/2011	P	Carguio mina
Camión Tolva	12	Mack	GU 813	16-20 m³	10-09-2007	T	Transporte Acopio-Planta
Camión Aljibe	2	M. Benz	33505	20-30 m³	2007-2011	T	Riego de caminos
Moto niveladoras	1	Caterpillar	140H	185Hp	2007/11	T	Tratamiento paños
Cargador Frontal	1	Komatsu	WA-470	4.8 yd³	2008/10	P	Carguio Acopio
Excavadoras	3	Caterpillar	330cl-385cl	2.8yd³-4.6yd³	2009/11	P	Apoyo
Camionetas	4	Nissan o similar	Terrano	4 personas	2009/11	P & T	Inspección y supervisión

P: Propia; **T:** Terceros

Tabla 4.2: Cuadro resumen de los equipos

4.4. ESQUEMA OPERACIONAL

Las operaciones de transporte de mineral del tajo se realizan, con equipo de mediano a mayor tamaño (Camiones y Excavadora) para la extracción de mineral, se considera aceptable trabajar con anchos operacionales del orden de 30 – 35 metros.

Como se mencionó anteriormente, los trabajos de carguío y transporte del mineral hacia el stock y del lastre hacia botaderos, es realizada por equipo propio de CODELCO, y la perforación, voladura y transporte del mineral hacia la planta concentradora, está a cargo de SSLM y Orica. Esto por cuestiones económicas debido a que en un primer estudio de factibilidad los índices económicos marcaba una reducción de costos al tener servicios externalizados. A partir de esto se manejará el análisis y evaluación de costos del sistema de transporte actual.

Las operaciones de producción que se realizan en el Tajo Campamento Antiguo son las siguientes:

4.4.1. Perforación

La perforación en el Tajo Campamento Antiguo es realizada por tres tipos de perforadoras diferentes. Para el pre corte, que es la perforación que marcará los límites del banco a tronar se utiliza una perforadora Titón 600 con diámetro de corte de 6 1/2" o 16,51 cm y velocidad media de perforación de 30 m/h.



Figura 4.3: Perforadora Titón 600 pre corte

El espaciamiento en el pre corte está en dependencia de diámetro de perforación (para 6 1/2" será de 1.5m), y en zonas en las cuales se presente mayores inconvenientes de perforación (menor densidad), el espaciamiento es de 1.8 m.



Figura 4.4: Pre corte Fase 5 CA

Para las tareas de perforación de producción se utilizan las perforadoras T4BH de Ingersoll-Rand y la Sandvik D75KS con diámetros de $7\frac{7}{8}''$ - $10\frac{5}{8}''$ (20cm- 27 cm) en dependencia de la calidad de la roca y con velocidad media de 33 m/h. El abastecimiento de combustible se realiza cada 8 horas.



Figura 4.5: Perforadoras T4BH de Ingersoll-Rand realizando labores en CA

La malla de perforación varía en dependencia de tipo y densidad de la roca y tonelaje a extraer. Siendo así, se tienen mallas diferentes para mineral y estéril, densidad y altura de banco (eventualmente) que se quiera perforar. La malla de perforación se encuentra en un rango de 40 a 80 huecos (pozos), con burden y espaciamiento de 5x6 para mineral y 5,5x 6,5 para estéril, de acuerdo a los parámetros establecidos por la empresa.

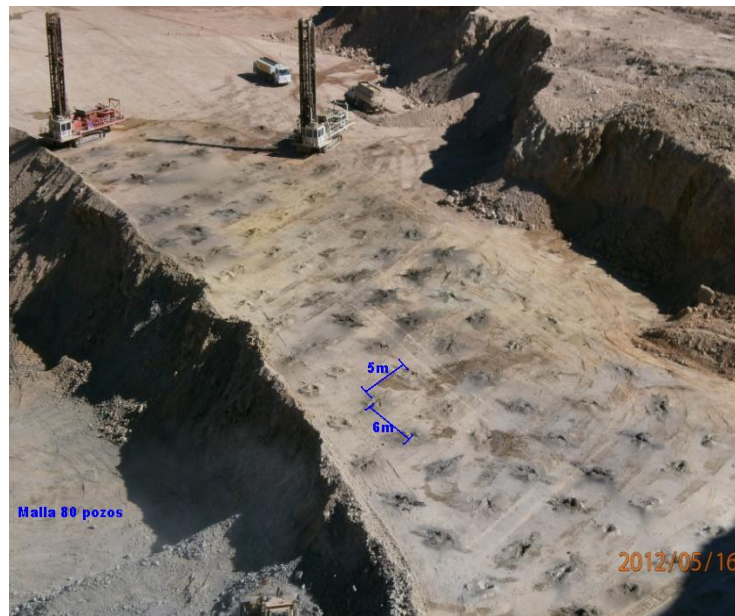


Figura 4.6: Malla de perforación de 80 pozos con burden /espaciamiento 5x6 CA

Antes de la voladura, el área de geología se encarga de tomar muestras del detrito de perforación, identificando mediante análisis químicos los contenidos de cobre, para delimitar los sectores de alta y baja ley y que luego serán conducidos a acopio de mineral y botadero de estéril respectivamente. Los materiales que presentan leyes no muy lejanas de la crítica se depositan en sectores específicos en espera de resultados de costos para su aprovechamiento.

4.4.2. Tronadura

Los trabajos de voladura están a cargo de la empresa especialista Orica, quienes bajo la dirección de CODELCO son los encargados de proveer con los insumos requeridos para la operación.

Para la voladura de pre corte se utiliza emulsión encartuchada de diámetro 2" (5,08cm). El pre corte que se utiliza se conoce como Enaline con un factor de carga de 0.54 Kg/m².

En cuanto a la malla de perforación de mineral y estéril se utiliza ANFO (nitrato de amonio + diesel), para lugares con infiltraciones de agua menores a 3% y una combinación de Emulsión/ANFO 30/50 o 65/35 en dependencia de la cantidad de humedad. El llenado de los pozos se efectúa por gravedad con ayuda de un camión especial para el carguío del explosivo. Como detonante se utiliza pentolita APD aircon (alto poder detonante), que en su interior cuenta con un chip detonador para asegurar la salida del disparo. En mallas de mineral se utilizan detonadores eléctricos para asegurar la mínima cantidad de dispersión del orden de 2% y en estéril detonadores No eléctricos o pirotécnicos con dispersiones de 6% - 8%. El factor de carga está sujeto a la calidad de la roca y diseño de explotación, generalmente 240 gr/ton. Para el tacado se utiliza gravilla y rechazo proveniente de la mina. En voladuras amortiguadas se utilizan tacos de aire.



Figura 4.7: Preparación de voladura CA

4.4.3. Carguío y transporte Mina- Acopio

Una vez obtenidas las leyes de la malla, se procede a demarcar el área de mineral y estéril. En el tajo Campamento Antiguo se trabaja con 3 y 4 flotas conformadas por 3 cargadores frontales Caterpillar 992K, con capacidad de cucharón de 12 m³ y consumo de combustible de 120 l/h; y camiones Caterpillar de la serie 777F con capacidad nominal de 90 Ton y consumo de combustible en el orden de 60-70 l/h. El mineral será ubicado de acuerdo a la ley que presenta, manteniendo en el acopio (zona de estudio Sector 3) el mineral con leyes altas entre 0.51% y 0.90% a una distancia de 1.2 a 2,0 Km. Las leyes de menor valor se ubican a distancias similares en sitios cercanos al acopio y a los botaderos.



Figura 4.8: Carguío y transporte de mineral desde tajo hasta acopio CA

Para mantener un buen control de producción de materiales los cargadores frontales y los camiones tienen pesómetros electrónicos. Este artefacto indica la carga que soporta el equipo y la carga que tiene de acuerdo al carguío proporcionado por el operador para de esta forma asegurar el mejor rendimiento.



Figura 4.9: Pesómetro del camión Caterpillar 777F en las labores de transporte CA.

A continuación se muestra una Tabla con especificaciones de distancia y ley de mineral

Acopio (sector 3)	1,2 km - 2 km
Sector 1 0.35%	1,2 km - 2 km
Sector 2 0.35% -	1,0 km - 1,8 km
Botadero Estéril	1,2 km - 2 km

Tabla 4.3: Especificaciones de la mina CA

4.4.4. Carguío y transporte Acopio – Concentradora

Este trabajo se realiza con ayuda de cargadores frontales WA-470 (Komatsu) y excavadoras 330 y camiones marca Mack de 35 Ton, recorriendo una distancia de 11 Km aproximadamente hasta la planta concentradora en la cual se tiene una descarga

ordenada entre trenes de la mina subterránea y los camiones de CA hacia el chancador primario. En el caso de tener mantenimiento en este sector de la planta, el mineral proveniente de Campamento Antiguo se deposita en un patio ubicado frente a la zona de alimentación, para luego retornar al ciclo de alimentación rutinario.



Figura 4.10: Carguío y transporte mineral desde acopio hacia planta concentrado

4.4.5. Equipo de Apoyo

Dentro de este grupo de tienen camiones de riego (aljibe), que son los encargados de mantener las vías principales húmedas de modo de disminuir el polvo que se pueda generar. Para el riego dentro del tajo se tiene un camión de CODELCO que es cargado con agua reciclada (agua industrial) proveniente desde captaciones desde la cordillera, sin que está presente problemas de contaminación hacia el medio ambiente.



Figura 4.11: Aljibe – Riego de Pit

Para el mantenimiento de las carreteras que comunican la Planta Concentradora-Acopio y que son utilizadas para inspección de operaciones (camionetas) y transporte de mineral, se requiere agua con sal para endurecer la capa de suelo y evitar baches. Este insumo se consigue a aproximadamente a 60 km desde el tajo CA, desde un punto de captación de agua previamente construido (Rio Salado).



Figura 4.12: Aljibe – Riego de Caminos principales agua con sal

Otras labores del Equipo de Apoyo, son el mantenimiento de vías, botaderos, patios de stock de mineral, elaboración de cordones de seguridad en los tajos (1,5 m de altura), botaderos y caminos, y trabajos donde se requieran maniobras extras. Los equipos que se usan en estas actividades son tractores, excavadoras y motoniveladoras.



Figura 4.13: Cordón de seguridad dentro del tajo C



Figura 4.14: Creación de cordón de seguridad para botadero de estéril CA



Figura 4.15: Motoniveladora – Equipo de Apoyo



Figura 4.16: Tractor –Equipo de Apoyo

4.5. ESQUEMA DE EXPLOTACIÓN

4.5.1. Plan minero

Para la evaluación de Campamento Antiguo se consideró la mejor información disponible a Agosto de 2010 y la topografía proyectada a junio del 2012.

El plan minero para el estudio fue elaborado considerando como fecha de inicio enero del año 2013. Los períodos de programación son anuales y se consideró un ritmo de extracción anual variable entre 2,6 MTon hasta 4,2 MTon de mineral sulfuro, complementando el mineral de la Mina Subterránea, comprometiendo los periodos que van desde el 2013 al 2017 y en menores proporciones en el año 2018. Este Nuevo Plan de Negocios y Desarrollo PND entrega una producción total para Sulfuro de 16,6 MTon con una ley media de 0,70 % de CuT y una relación lastre mineral de 3,73: 1.

El programa de movimiento de materiales muestra un escenario de producción con una tasa de extracción variable en el tiempo, para asegurar la tasa de mineral establecida y la continuidad del proceso respetando condiciones y restricciones en cuanto a técnica y operatividad del avance de extracción.

Reservas mineras:	mineral contenido en cada fase
Días de operación mina:	365 d/a
Días de operación planta:	365 d/a
Tasa de mineral a proceso:	3,8 - 2,6 - 4,2 (MTon/a)
Producción de concentrado:	en dependencia de proceso y calidad de mineral

Tabla 4.4: Programa de producción

Fuente: PND 2011 CODELCO División Salvador

De acuerdo a las bases mencionadas anteriormente, el programa de producción mina ha sido desarrollado en 5 periodos anuales hasta el fin de la vida útil de la mina

En la Tabla 4.5 se presenta un resumen general del escenario de producción analizado.

Periodo	Mineral		CuT (%)	Cus (%)	As (g/T)	Estéril MT	Relación O/W
	Ton	Ton/d					
2013	3.802.000	10.400	0,82	0,01	35,0	17.395.000	4,58
2014	2.599.000	7.100	0,82	0,01	34,0	19.417.000	7,47
2015	2.600.000	7.100	0,61	0,01	35,0	19.521.000	7,51
2016	2.599.000	7.100	0,47	0,01	40,0	5.065.000	1,95
2017	4.200.000	11.500	0,75	0,01	42,0	813.000	0,19
2018	877.000	2.400	0,77	0,01	43,0		
Total	16.677.000	45.600	0,71	-	-	62.211.000,00	3,73

Tabla 4.5: Resumen general del escenario de producción

Fuente: PND 2011 CODELCO División Salvador

4.6. REQUERIMIENTO DE PLANTA

En concordancia con el estudio de evaluación de reservas del tajo (PEX), las cantidades de mineral requeridos desde “Campamento Antiguo” son de 3.8 MTon de mineral a planta para el primer año (2013), 2.6 MTon desde el segundo al cuarto año (2014, 2015, 2016) y 4,2 MTon el quinto año (2017), tomando en cuenta que este mineral complementa la alimentación de mineral sulfurado que llega a la planta de procesamiento (Mina subterránea Inca y Campamento antiguo).

4.7. LEY DE CORTE

Para la evaluación económica de Campamento Antiguo se tomó el precio de largo plazo para un escenario medio de 2.50 US\$/lb y en base a los parámetros económicos mostrados, se calculó una ley de corte marginal presentada a continuación:

Costos	Unidades	Valor
Precio Metal	US\$/lb	2,5
Recuperación	%	65%
Costo Mineral	US\$/Ton	4,108
Costo Lastre	US\$/Ton	1,698
Costo Proceso	US\$/Ton proc	7,695
Costo Venta & GA	US\$/lb	0,4105
Ley de Corte Marginal	%	0,26

Tabla 4.6: Resumen de los costos para producir una Ton de mineral

Fuente: PND 2011 CODELCO División Salvador

4.8. PARÁMETROS ECONÓMICOS

4.8.1. Estructura de costos

La información de estructura de costos utilizada en el estudio y presentada a continuación fue proporcionada por CODELCO División Salvador.

Items	Unidad	Mineral	Lastre
Total Costo Mina	US\$/ton	5,223	1,698
Perforación	US\$/ton	0,315	0,207
Tronadura	US\$/ton	0,238	0,187
Carguio	US\$/ton	0,343	0,343
Transporte	US\$/ton	0,771	0,771
Carguio-Transporte-Apoyo	US\$/ton	2,174	-
Equipos de apoyo	US\$/ton	-	0,19
Administración y Planificación	US\$/ton	1,382	-

Tabla 4.7: Costos generales de producción estéril-mineral

Fuente: PND 2011 CODELCO División Salvador

Costo	Unidad	Valores
Costo Lastre	US\$/Ton	1,698
Costo Mineral	US\$/Ton	5,223
Costo Planta	US\$/Ton	7,695
Costo Venta (Fund. Refin. Comerc.)	US\$/Ton	0,411

Tabla 4.8: Resumen de costos

Fuente: PND 2011 CODELCO División Salvado

Nota: Se considera que el mineral es extraído desde el tajo con equipos propios y posteriormente transportados con equipos de terceros hacia la Planta Concentradora.

4.8.2. Precios

Los datos sobre las orientaciones comerciales del Cu utilizado para la planificación, son actualizados por moneda, y corresponde a la estimación de precios de los costos reales del año 2011, y fueron entregados por CODELCO DSAL. Esta información se expresa en la Tabla 4.9:

Escenario de precios	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	Largo plazo
Nivel Superior (cus\$/lb)	498	499	421	356	323	314	308	297
Nivel Medio (cus\$/lb)	459	439	369	308	275	266	260	250
Nivel inferior (cus\$/lb)	421	382	319	264	231	222	216	206

Tabla 4.9: Uso de Orientaciones Comerciales

Fuente: PND Orientaciones Comerciales Versión Abril 2011

4.9. PARÁMETROS PARA EFECTOS DE ESTUDIO ECONÓMICO DEL TRANSPORTE DEL MINERAL DESDE ACOPIO HASTA PLANTA CONCENTRADORA

El programa de producción básicamente se basa en el agotamiento secuencial de cada una de las fases de explotación, para condicionar de manera eficiente la alimentación a la Planta Concentradora con mineral de excelentes condiciones para su proceso, cuyo costo de explotación y procesamiento sea lo más adecuado posible, sin dejar de lado parámetros de seguridad tanto técnico- operacionales como de entorno.

El transporte del mineral y de material estéril dentro de Campamento Antiguo como se ha mencionado antes, se realiza por dos empresas (CODELCO y SSLM) en dos etapas diferentes, una es desde la zona de extracción hacia el acopio en el caso de mineral de alta ley (SAL), en el caso de estéril hacia el botadero; y la segunda etapa consiste en el movimiento del mineral desde el acopio hacia la Planta de Concentración. La primera etapa en adelante entiéndase como costo transporte mina y la segunda etapa costo transporte acopio.

4.9.1. Evaluación económica

La evaluación económica tiene por objetivo establecer la relación técnico-económica del proyecto a ejecutar. El estudio puede estar orientado hacia una estimación costo-beneficio, cuyo propósito está relacionado con conocer si los beneficios que se obtienen son mayores que los costos involucrados; para cumplir con su propósito es necesario identificar, medir y valorar los costos y beneficios del proyecto; o también el estudio puede dirigirse hacia un enfoque costo-eficiencia el cual tiene como fin la identificación de alternativas de solución que presente el mínimo costo, para la obtención de los mismos beneficios. Para poder aplicar este planeamiento es necesaria la estructuración o configuración de alternativas que entreguen beneficios comparables, y de esta forma poder evaluar cuál de ellas es la más aprovechable desde el punto de vista técnico-económico.

Este enfoque puede ser aplicado en diversos casos, para aplicarlos al estudio resulta de gran utilidad usar este criterio a razón de conocer que durante todo el análisis de evaluación de costos de operación/producción, fundición, refinación y comercialización, se mantienen iguales, por lo tanto, para la evaluación bajo un enfoque costo-eficiencia no se valoran los beneficios y costos totales, sino sólo sus costos involucrados. En la Figura 4.17 se indican los costos asociados a las actividades de producción de Campamento Antiguo.

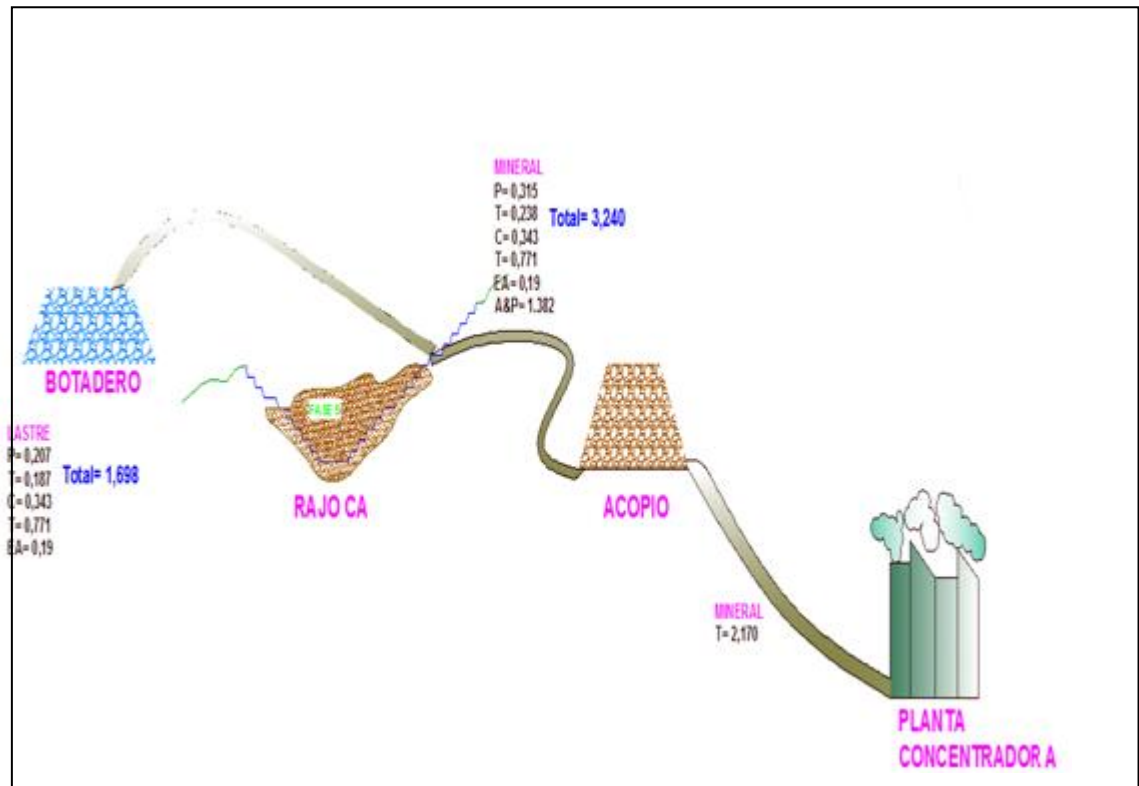


Figura 4.17: Costos asociados a la producción de CA

$$VAN = I - C - Inv$$

$$VAC = C - Inv$$

Siendo:

VAN- Valor Actual Neto

VAC- Valor Actual de Costos

I- Ingreso

C- Costo

Inv- Inversión

4.9.2. Valor Actual de Costos - VAC

El valor actual de costos, VAC, permite comparar alternativas de igual vida útil. Se calcula de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$\text{VAC} = I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{C_t}{(1+r)^t}$$

Dónde:

I_0 - inversión inicial

C_t - costos incurridos durante el periodo t

n - horizonte de evaluación

r - tasa social de descuento

Para considerar inversiones por más de un periodo se utiliza:

$$\text{VAC} = \sum_{t=0}^n \frac{C_t}{(1+r)^t}$$

En este caso t parte desde 0, por lo tanto C_0 equivale a la inversión inicial; si hay inversiones por más de un periodo, por ejemplo por tres años, C_0 , C_1 y C_2 incluirían los flujos correspondientes a la inversión.

El criterio de decisión al utilizar el VAC es el siguiente: la alternativa de solución evaluada que presente el menor valor actual de costos, es la más conveniente desde el punto de vista técnico económico.

Fuente: METODOLOGÍA DE GENERAL DE PREPARACIÓN Y EVALUACIÓN DE PROYECTOS Versión Diciembre 2006 (Ministerio de Planificación División de Planificación, Estudios e Inversión)

A continuación se presenta la evaluación actual de costos del Caso Base para el negocio transporte acopio-planta de concentración. Los flujos de caja indican solamente los costos de operación de la actividad mencionada. Para efectos de este estudio, se debe tomar en cuenta solamente los costos de transporte de la segunda etapa, congelando los costos innecesarios para la evaluación, debido a que durante todo el proceso continuarán estables.

Costo transporte = 2.17 US\$/ton

La evaluación económica considera un plan de operación hasta el año 2018 (el último año no representa mayores ganancias respecto a los anteriores), tomando como año cero el 2013 y concentrando los flujos de caja al final de cada periodo

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Items	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		5.639.830	5.642.000	5.639.830	9.114.000	1.903.090	27.938.750
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		5.127.118	4.662.810	4.237.288	6.224.985	1.181.669	21.433.870

Tabla 4.10: Valor actual de costos trasporte de sulfuro Acopio-Planta Campamento Antiguo

CAPITULO V

DISEÑO METODOLÓGICO

5.1. TIPO DE ESTUDIO

El presente proyecto de investigación es de carácter descriptivo-prospectivo cuyo objetivo radica en abordar las situaciones vinculadas con el estudio más sobresaliente, mediante la especificación exacta de procesos y evaluaciones que se van a realizar con objeto del proyecto. Prospectivo porque los resultados obtenidos en el estudio podrán ser aplicados en el futuro.

El trabajo busca la identificación y evaluación de las variables, costo-tonelaje (netamente ligados al transporte de mineral sulfuro de CA desde el acopio hasta la Planta Concentradora).

5.2. UNIVERSO Y MUESTRA

Universo: Las alternativas de transporte propuestas, relacionadas con la internalización y la proyección de inversiones en métodos mecanizados de transporte.

Muestra: Luego de la selección a través del análisis FODA se obtendrá el sistema de transporte apropiado para dicho trabajo.

5.2.1. Criterios de inclusión:

Luego del PND y tras haber aprobado la “reapertura” del tajo Campamento Antiguo extendiendo su vida útil por 5 (cinco) más, se analiza la posibilidad de internalizar todas las operaciones que en la actualidad se encuentran comandadas por empresas ajenas a CODELCO, pretendiendo de esta manera reducir sus costos. De no ser posible su centralización, se considera el reevalúo de la externalización del nuevo sistema de transporte seleccionado.

El incremento de producción, la reorganización de la operación debido a mayores tonelajes de mineral transportado desde el acopio hacia la planta, permite buscar alternativas de reducción de costos, razón por la cual se ha escogido la zona en estudio.

5.3. TÉCNICA

Para su estudio se propone emplear el análisis FODA como primer filtro para aprobar o descartar las primeras alternativas de transporte discutidas, para luego considerar solamente las más apropiadas y enfatizar el proyecto sobre ellas.

Dentro de la metodología descriptiva existen los estudios de desarrollo encargados de determinar el estado en el que se encuentran las variables sometidas a análisis y de los cambios que se pueden producir con el tiempo. Para el desarrollo del presente trabajo y luego de la selección mediante el análisis FODA (Estudio cualitativo) de las mejores opciones, se presentan datos teóricos y económicos con los cuales posteriormente se identifican sus tendencias elementales para predecir los hechos que se pueden producir en el futuro, es decir, se realiza una estimación costo-eficiencia de la o las alternativas planteadas y aceptadas y su tendencia hacia el futuro. (La metodología FODA fue aceptada por la empresa).

Este método de estudio es posible gracias a que existen entidades dedicadas a la formulación de predicciones económicas basadas en los datos de tendencia mundial

(costo de Cu) y a los cuales se sujetan las evaluaciones económicas (Estudio cuantitativo - VAC) formuladas en la presente investigación.

Luego del análisis FODA, que es el medio principal para obtener las posibles alternativas de transporte y que serán analizadas a profundidad, se elige los temas y fuente apropiados para el estudio de la o las opciones escogidas en función de sus características y tendencias costo-eficiencia.

A continuación para la recolección de datos, se definen los medios más apropiados en función de la facilidad y comprensión. Una vez que se obtiene todos los datos señalados se procede con la evaluación requerida y con ésta se realizan observación (objetivas exactas) las cuales servirán de guía para definir los costos más relevantes relacionados únicamente con el transporte de mineral desde acopio hasta la concentradora, siendo este el costo del transporte (proporcionado por SSLM). A continuación se interpretan datos obtenidos en términos claros y precisos para concretar las conclusiones sobre la posibilidad de la ejecución del proyecto en estudio.

Para la construcción y diseño del Sistema de Transporte Alternativo seleccionado y en base a los parametros calculados en este proyecto de tesis, se recurre a una empresa especialista en el tema para su construcción. (El diseño del STA escogido puede ser tema de un próximo estudio, cediendo los datos de este trabajo como guía).

5.4. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS

La recolección y clasificación de datos se realizará utilizando el programa Microsoft Excel, en el cual se podrá efectuar un análisis por medio de tablas, proporcionando datos útiles para la elaboración y clasificación de datos.

CAPITULO VI

ANÁLISIS FODA - SISTEMAS ALTERNATIVOS DE ESTUDIO.

6.1. INTRODUCCIÓN

La importancia del análisis de diversos sistemas alternativos está ligada a factores de seguridad, operatividad, tiempo de ejecución y costos, también otro tipo de variables diferentes pero no menos importantes como el mercado y su entorno, todo lo expuesto se debe tomar en cuenta al momento de su estudio.

Para la realización de un nuevo diseño de transporte para el mineral sulfuro de CA se han tomado en cuenta en primera instancia dos sistemas de transporte que serán analizados mediante la herramienta FODA.

6.2. METODOLOGÍA FODA

Esta metodología de estudio fue creada a principios de la década de los setenta ocasionando una revolución en el campo de la estrategia empresarial. El Análisis FODA es una herramienta que posibilita el diagnóstico del estado en el que se encuentra la situación base o las situaciones alternativas (objetos de estudio), y de esta manera tomar decisiones acordes a las ventajas competitivas encontradas de acuerdo a los requerimientos del proyecto y de la empresa.

Dentro del FODA se toman conceptos básicos de administración, haciéndolo útil para el estudio plasmado en este trabajo. Lo importante para su aplicabilidad es la posibilidad de distinguir aspectos relevantes sobre las características internas y

externas tanto positivas y negativas que servirán como filtro reduciendo las posibilidades para aceptar o desechar un sistema planteado.

El termino FODA es una sigla conformada por las primeras letras de las palabras Fortalezas, Oportunidades, Debilidades y Amenazas, que van a ser los hitos sobre los cuales se va a considerar el estudio.

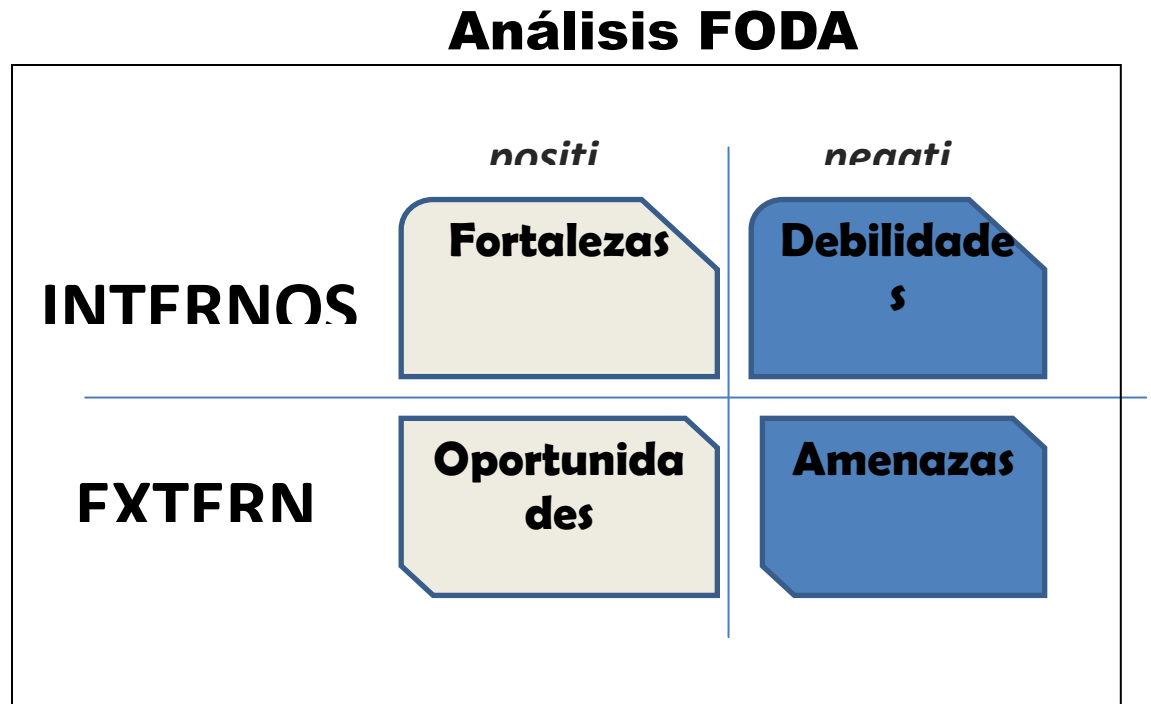


Figura 6.1: Análisis FODA

6.2.1. Fortalezas

Son las ventajas y capacidades por la que se optó el estudio del sistema, colocándolo en una posición privilegiada y descartando otros, estas fortalezas posteriormente y tras una comparación con el competidor podrían convertirse en necesidades. Las preguntas que deben ser contestadas dentro de esta propiedad son: sus ventajas sobre otras, lo que la hace sobresaliente, la posibilidad de reducción de costos, es decir los elementos que facilitan su utilidad dentro del negocio.

6.2.2. Debilidades

Contrarias a las fortalezas son los puntos débiles que definitivamente ponen limite a su posterior desarrollo o que pueden mejorar en dependencia del grado de ventajas que presenta (Fortalezas) del sistema planteado

Las fortalezas y debilidades muestran las ventajas y desventajas internas del Sistema Alternativo en estudio permitiendo conocer la cantidad y calidad de los recursos y procesos con que cuenta el sistema

6.2.3. Oportunidades

Son factores externos que presentan ventajas a la empresa o al negocio indicando probabilidades de convertir al sistema sometido a evaluación en la opción más fuerte, duradera y rentable dentro de los otros posibles análisis. Las particularidades que deben ser estudiadas tomando en cuenta que se basa en ventajas y desventajas de negocio en su totalidad (empresa) van a ser la información sobre tendencias del mercado, las oportunidades de reutilización de los datos, enlaces con la economía del país, cambios de tecnología positivos, normativas legales y políticas (de ser necesario), patrones sociales, etc.

6.2.4. Amenazas

Son los eventos que potencialmente pueden afectar negativamente al negocio, sobretudo aspectos económicos ligados al atentando incluso a la inviabilidad del proyecto. Dentro de ellas se deben topar temas como los obstáculos a los que se

enfrentaría o se enfrenta la empresa al considerar la implementación del sistema en estudio basándose en recursos de capital, sociales, ambientales, etc.

Dentro de las externalidades se analizan las ventajas y desventajas de mercado, expansiones, uso del sistema para otros campos, etc.

Una vez consideradas las características del sistema alternativo planteado se procede con la construcción y análisis de la matriz FODA y posteriormente se determina la estrategia escogida.

6.3. ANÁLISIS FODA DE LOS SISTEMAS ALTERNATIVOS PLANTEADOS

La contratación de un sistema de transporte externo fue una opción implementada por cuestiones de rentabilidad debido al cierre de operaciones que se planteaba para diciembre del 2011. Luego del PND 2011 la vida de DSAL se mantiene en vigencia siendo meritoria la exploración de alternativas económicas dando paso a la posibilidad de reducción de costos en el transporte de mineral de CA.

- (a) El primero plantea la oportunidad de internalizar el sistema actual de transporte, manteniendo camiones de similares características.
- (b) el segundo, la opción de internalizar el transporte considerando el aumento de tonelaje de los camiones.
- (c) Y la tercera, diseñar un sistema de transporte por correas.

En consecuencia el análisis de cada uno de estos sistemas planteados será respondido mediante la metodología del análisis FODA, además de una evaluación de costos según convenga, escogiendo solo uno de ellos y basando la continuación del estudio en este.

Para los dos primeros sistemas de transporte se realizará un estudio técnico de acuerdo a los trabajos que actualmente se ejecutan en la faena, es decir que en este capítulo a más de realizar un FODA de ellos se muestran los cálculos matemáticos de capacidad y rendimiento de ambos sistemas de transporte de ruedas.

6.4. ANÁLISIS FODA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) – CAMIÓN TOLVA MACK 35 TON.

La decisión de plantear la posibilidad de incorporar a la producción de Campamento Antiguo un sistema de transporte de similares características al externo, con el que se trabaja en la actualidad, se debe al conocimiento previo y la experiencia que se ha tenido con este.

El tipo de camiones que se utilizarán para los trabajos de transporte responde a las necesidades de cantidad de material a moverse. Para esto se deben realizar una serie de cálculos que se muestran en el ANEXO (C), y que a continuación se resumen en la tabla 5.1

Transporte camiones Mack 35 Ton		
Capacidad del volquete en m3	Q	24,2
Capacidad del cucharon(WA470 KO) m3	Qc	5,2
Tiempo de ciclo de la cargadora (min)	Tct	0,4
Peso volumetrico (humedo)Ton/m3	γ	2,5
Tiempo de desplazamiento en minutos (Horas)	Tdp	0,6
Tiempo minimo en el cambio de unidades (Horas)	to	0,013
Coefiente de esponjamiento	Ke	1,6
Tiempo en la carga de un volquete min	tc	1,72
Numero de paladas por volqueta		4,7
Tiempo unitario especifico en el cargado (Horas/Ton)	Tc	0,0005
Tiempo unitario especifico en el cargado (Min/Ton)	Tc	0,028
Tiempo unitario especifico en la descarga (Horas/Ton)	Td	0,0005
Tiempo unitario especifico en la descarga (Min/Ton) MT	Td	0,03
Capacidad de Carga Tm	Ec	37
Volumen del Balde m3	Vb	23,68
Tiempo de un ciclo de recorrido para una unidad de transporte Hora	Tcl	0,740
Numero de unidades de transporte	Ntr	Tabla 5.2
Numero de viajes de cada volquete	Nv	29
Rendimiento teorico del volquete m3/h	Rte	33
Rendimiento tecnico del volquete m3/h	Rtn	24,53
Rendimiento practico del volquete m3/h	Rpa	18,40

Tabla 6.1 Resumen Camiones Mack 35 Ton

Además de analizarlo mediante la metodología FODA se realiza una evaluación a nivel de perfil de los costos que conlleva su implementación, tomando como valor global el costo horario, en el cual se consideran costos de inversión, mantenimiento, insumos y mano de obra. A continuación se presenta la tabla 5.2 con la cantidad de unidades que se requiere para la faena minera:

Produccion Ton	Produccion diaria Ton	Tc Camion h	Capacidad del camion Ton	Horas de trabajo diario h/d	Rendimiento Ton/h	Rendimiento diario Ton/dx camion	Cantidad de camiones unidades
3.802.000,00	10.862,86	0,74	35,00	20,00	47,34	946,86	12
2.599.000,00	7.425,71	0,74	35,00	20,00	47,34	946,86	8
2.600.000,00	7.428,57	0,74	35,00	20,00	47,34	946,86	8
2.599.000,00	7.425,71	0,74	35,00	20,00	47,34	946,86	8
4.200.000,00	12.000,00	0,74	35,00	20,00	47,34	946,86	13
877.000,00	2.505,71	0,74	35,00	20,00	47,34	946,86	3

Tabla 6.2: Rendimiento camión – tonelaje

En la tabla anterior se resumen los valores de producción anual desde el año 2013 hasta el año 2018, la producción diaria tomando en cuenta un trabajo de 350 días, el tiempo de ciclo total del camión, la capacidad nominal del camión, tomada de los datos técnicos del fabricante entregados por la empresa, las horas de trabajo del camión, su rendimiento horario y diario, y la cantidad de camiones requeridos para cada año en dependencia de su producción.

Se puede notar que la diferencia entre la cantidad de camiones necesarios para una producción de 3.8 millones de toneladas en el año 2013, y los años siguientes (hasta el año 2016), cuya producción media son 2.6 millones de toneladas, son 4 camiones en los cuales dichas unidades estarán inactivas, lo que representa pérdidas de inversión inicial además de rendimiento. Lo mismo ocurre al retomar la producción de 4.2 millones de toneladas en el cual se requieren 5 camiones más (1 tomando en cuenta que se han adquirido las 4 unidades para el año 2013). Para el año 2018 en el que se tiene una producción inferior al millón de toneladas anuales se requieren únicamente 3 camiones, lo que causaría un desequilibrio total en la relación capacidad rendimiento debido al exceso de unidades desempleadas.

En la siguiente tabla se muestran el sistema de trabajo de los diferentes años de producción acompañado del rendimiento por hombre de cada una de ellas.

Grupos mes p	Personal mes p	Operador cargador p	moto niveladora p	Camion aljibe p	Supervisor p	Total personal p	Ausentismo 10% p	Produccion por hombre Ton/persona
4	50	4	4	4	4	66	72	4.371,38
4	31	4	4	4	4	47	52	4.156,52
4	31	4	4	4	4	47	52	4.157,06
4	31	4	4	4	4	47	52	4.156,52
4	51	4	4	4	4	67	73	4.770,78
4	11	4	4	4	4	27	29	2.499,10

Tabla 6.3: Sistema de trabajo 5x5x12 (días trabajo x días descanso x horas diarias)

Para el transporte de material mineralizado se requieren 4 grupos de trabajo debido a que se trabajan 4 jornadas diarias de acuerdo al reglamento de seguridad, en que se estipula que cada conductor solo puede laborar 6 horas continuas; así por ejemplo para el año 2013 se requieren 50 personas para esta labor más 4 para operación de cargado, 8 personas para estabilidad de carreteras, es decir nivelación y riego de caminos, con un total de 66 personas. Tomando en cuenta un 10% de ausentismo por asuntos personales (entre asuntos médicos y varios), el total de personal es de 72, dando este resultado un rendimiento personal de 4.371 toneladas en el mencionado año. Este valor varía en dependencia de la producción anual, así para los años 2014, 2015 y 2016 se tiene una cantidad de personal de 52 personas por año dando un rendimiento de 4.157 toneladas por persona. Para el año 2017, se tiene un aumento de 21 personas dando como resultado un total de 73 con una producción de 4.770 toneladas por persona. Para el último año la producción se reduce a 877.000 toneladas y por consecuencia su personal a 29 personas dando una producción de 2.499 toneladas por persona

FODA Alternativa 1

El sistema de transporte con camiones Mack de 35 toneladas o similares, se utiliza actualmente en las labores de Campamento Antiguo como se señaló anteriormente, y es operado en su totalidad por terceros. Este tipo de transporte y la manera de operación se implementó luego de demarcar un plan de cierre dispuesto para diciembre del 2011. Luego del nuevo plan de negocios y desarrollo se plantea un nuevo tiempo de vida útil hasta el año 2018.

Dentro de las razones por las que se planea la internalización de este tipo de camiones son la confiabilidad de tonelaje es decir que se conoce la cantidad de producción nominal diaria que se va a obtener, la experiencia que se tiene dentro de la faena minera de Campamento Antiguo, que aunque se maneja de forma externa se viene trabajando con ella durante varios años, haciéndolo parte de la empresa. Otra de las ventajas de este sistema es la depreciación que se obtiene con este tipo de camiones considerando que son relativamente económicas en comparación con su rendimiento, haciendo que la inversión inicial sea relativamente baja. A más de esto se debe tomar en cuenta que actualmente se cuenta con una infraestructura adecuado para a este sistema de transporte

Dentro de las desventajas de este sistema se tiene el exceso de personal que se requiere para esta única parte de la faena minera, dando como consecuencia una baja producción por trabajador. Además de la cantidad de personal que se debe ubicar luego de concluida la vida útil de CA.

La cantidad de unidades que se deben adquirir necesitan mayor mantenimiento. Además se debe considerar que, dentro de este distrito minero se tiene dos minas más en operación, y la excesiva concentración de camiones puede causar congestiones, retrasando la producción de esta y de las demás minas de DSAL.

A continuación se presenta un cuadro en el que se señalan las fortalezas, debilidades y amenazas de este sistema

FORTALEZAS	DEBILIDADES
Confiabilidad del tonelaje de producción- alimentación Planta Concentradora	Mayor cantidad de personal (menor producción por trabajador)
Experiencia en el manejo de similares sistemas de transporte.	Incremento en la interacción entre equipos pesados, livianos y personas. (B2)
Activos depreciables en corto tiempo (155,000 Km/a)	Curvas de mantenimiento acelerada
Minimizar inversiones	Sensible a interferencia de condiciones climáticas (lluvia- nieve)
Flexibilidad (dentro de márgenes)	Concentración de equipos en la descarga según requerimiento de alimentación
Necesidad de una infraestructura relativamente sencilla y poco costosa.	Alto nivel de interferencia entre equipos debido a la cantidad de ellos en el frente de trabajo
OPORTUNIDADES	AMENAZAS
	Frente a variaciones en el valor de mano de obra, neumáticos, combustible, el costo se ve afectado
	Escases de MO e insumos

Tabla 6.4: Análisis FODA del sistema de transporte alternativo (STA) – camión tolva Mack 35 Ton

La consideración de su posible internalización debe tomar en cuenta el análisis tipo perfil que se muestra en la tabla 5.5:

Parametros	
Velocidad Ida	35 km/h
Velocidad Vuelta	40 Km/h
Distancia	11 Km
Cap. Caex	90 Ton

Camiones MACK 35 Ton									
Periodo	Producción Ton/a	Tpo Ida (hr)	Tpo Vta (hr)	Tpo Acul. (hr)	Otros (hr)	Total (hr)	Rend. Ton /h	Horas Req. (h)	Gasto Anual US\$
2013	3.802.000,0	0,314	0,275	0,150	-	0,739	121,74	31.230,71	3.435.379
2014	2.599.000,0	0,314	0,275	0,150	-	0,739	121,74	21.348,93	2.348.382
2015	2.600.000,0	0,314	0,275	0,150	-	0,739	121,74	21.357,14	2.349.286
2016	2.599.000,0	0,314	0,275	0,150	-	0,739	121,74	21.348,93	2.348.382
2017	4.200.000,0	0,314	0,275	0,150	-	0,739	121,74	34.500,00	3.795.000
2018	877.000,0	0,314	0,275	0,150	-	0,739	121,74	7.203,93	792.432
Total									15.068.861

Tabla 6.5: Costo total del sistema de transporte alternativo (STA) – camión tolva Mack 35 Ton

Los valores de tiempos de ida, retorno, maniobra, etc son estimativos para equipos similares a este.

En la tabla presentada anteriormente se presenta la producción anual, además del tiempo de ciclo con el que se trabaja actualmente en CA con las condiciones actuales de caminos, además de su rendimiento horario y las horas requeridas para el movimiento de la producción estimada por año. El gasto anual se lo obtiene considerando los precios actuales con los que se trabaja, que son de 110 dólares americanos por hora. Dando como resultado un total de 15.1 millones de dólares americanos.

6.5. ANÁLISIS FODA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE

ALTERNATIVO (STA) – CAMIÓN TOLVA CATERPILLAR 777F

100 TON. - volquetes

La decisión de analizar un sistema de transporte con camiones de estas especificaciones, se debe al estudio previo de rendimiento del equipo en función del ciclo de trabajo, tomando en cuenta que el transporte tomará las vías trazadas con las que se trabaja en la actualidad.

El tipo de camiones que se utilizarán para los trabajos de transporte responde a las necesidades de cantidad de material a moverse. Para esto se deben realizar una serie de cálculos que se muestran en el ANEXO (C), y que a continuación se resumen en la tabla 5.6

Transporte con camiones CAT 777		
Capacidad del volquete en m ³	Q	60,5
Capacidad del cucharón(CAT 993) m ³	Qc	23,7
Tiempo de ciclo de la cargadora (min)	Tct	0,30
Peso volumetrico (humedo)Ton/m ³	y	2,5
Tiempo de desplazamiento en minutos (Horas)	Tdp	0,2
Tiempo minimo en el cambio de unidades (Horas)	to	0,017
Coefiente de esponjamiento	Ke	1,6
Tiempo en la carga de un volquete min	tc	0,77
Numero de paladas por volqueta		2,6
Tiempo unitario especifico en el cargado (Horas/Ton)	Tc	0,0001
Tiempo unitario especifico en el cargado (Min/Ton)	Tc	0,005
Tiempo unitario especifico en la descarga (Horas/Ton)	Td	0,001
Tiempo unitario especifico en la descarga (Min/Ton) MT	Td	0,03
Capacidad de Carga Tm	Ec	91,81
Volumen del Balde m ³	Vb	58,76
Tiempo de un ciclo de recorrido para una unidad de transporte Horas	Tcl	0,760
Numero de unidades de transporte	Ntr	Tabla 5.7
Numero de viajes de cada volquete	Nv	26
Rendimiento teorico del volquete m ³ /h	Rte	80
Rendimiento tecnico del volquete m ³ /h	Rtn	59,70
Rendimiento practico del volquete m ³ /h	Rpa	44,78

Tabla 6.6 Tabla Resumen Camiones Mack 35 Ton

Al igual que el sistema analizado descrito anteriormente se realiza una evaluación a nivel de perfil y un FODA calificativo. A continuación se presenta la tabla 5.7 con la cantidad de unidades que se requiere para la faena minera:

Produccion Ton	Produccion diaria Ton	Tc Camion h	Capacidad del camion Ton	Horas de trabajo diario h/d	Rendimiento Ton/h	Rendimiento diario Ton/dx camion	Cantidad de camiones unidades
3.802.000,00	10.862,86	0,76	90,00	20,00	119,06	2.381,10	5
2.599.000,00	7.425,71	0,76	90,00	20,00	119,06	2.381,10	3
2.600.000,00	7.428,57	0,76	90,00	20,00	119,06	2.381,10	3
2.599.000,00	7.425,71	0,76	90,00	20,00	119,06	2.381,10	3
4.200.000,00	12.000,00	0,76	90,00	20,00	119,06	2.381,10	5
877.000,00	2.505,71	0,76	90,00	20,00	119,06	2.381,10	1

Tabla 6.7: Rendimiento camión – tonelaje

En la tabla 5.5 se muestran los valores de la producción anual iniciando en el año 2013 hasta el año 2018, la producción diaria considerando un trabajo de 350 días, el tiempo de ciclo total del camión, la capacidad nominal del camión, tomada de los datos técnicos del fabricante, las horas de trabajo del camión, su rendimiento horario y diario, y la cantidad de camiones requeridas para cada año en dependencia de su producción. Al igual que en el análisis anterior existe una diferencia entre la cantidad de camiones que se requieren anualmente, que si bien es cierto no es tan marcada como en la tabla 5.1, sin embargo representa una inversión inicial de varios millones de dólares de inversión, además de mano de obra necesaria. Así para una producción de 3.8 millones de toneladas en el año 2013, y los años siguientes (hasta el año 2016), cuya producción media son 2.6 millones de toneladas, son dos camiones, años en los cuales las unidades estarán inactivas, representando pérdidas de inversión como en el caso anterior. Lo mismo ocurre al retomar la producción de 4.2 millones de toneladas en el cual se requieren 5 camiones. En el año 2018 en el que se tiene una producción inferior al millón de toneladas anuales se requieren únicamente 1 camión, lo que causaría una inactividad altamente marcada de los camiones anteriormente

adquiridos, desequilibrando la relación capacidad rendimiento debido al exceso de unidades desempleadas

En la tabla 5.8 se presenta el sistema de trabajo de producción anual y la producción por hombre de cada una de ellas.

Grupos mes	Personal mes	Operador cargador	moto niveladora	Camion aljibe	Supervisor	Total personal	Ausentismo 10%	Produccion por hombre Ton/persona
p	p	p	p	p	p	p	p	
4	18	4	4	4	4	34	38	8.410,02
4	12	4	4	4	4	28	31	6.914,77
4	12	4	4	4	4	28	31	6.916,26
4	12	4	4	4	4	28	31	6.914,77
4	20	4	4	4	4	36	40	8.799,58
4	4	4	4	4	4	20	22	3.287,56

Tabla 6.8 Sistema de trabajo 5x5x12 (días trabajo x días descanso x horas diarias)

De la misma manera que en el análisis anterior (tabla 5.3) se requieren 4 grupos de trabajo de acuerdo al reglamento de seguridad, en que se estipula que cada conductor solo puede laborar 6 horas continuas diarias; Entonces, para el año 2013 se requieren 18 personas para esta labor, más 4 para operación de cargado, 8 personas para estabilidad de carreteras, es decir nivelación y riego de caminos, con un total de 34 personas. Tomando en cuenta un 10% de ausentismo, el total de personal es de 38, dando este resultado un rendimiento personal de 8.410 toneladas para ese año. Este valor varía en dependencia de la producción anual, así para los años 2014, 2015 y 2016 se tiene una cantidad de personal de 31 personas por año generando un rendimiento de 6.914 toneladas por persona. Para el año 2017, se tiene un incremento de 9 personas dando como resultado un total de 40 con una producción de 8.799 toneladas por persona. Para el último año la producción se reduce a 877.000 toneladas y por consecuencia su personal desciende a 22 personas dando una producción de 3.287 toneladas por persona. Esta variación de personal y consecuentemente de producción/hombre se muestra como un problema en primera instancia debido a la

carencia de personas para el trabajo además de la inserción de ellas en nuevas faenas luego de concluidos su año de trabajo o en la finalización de labores en CA.

FODA Alternativa 2

El sistema de transporte con camiones CAT 777f, se utiliza actualmente en las labores de Campamento Antiguo,

Al igual que el sistema anterior de camiones, se plantea la internalización de este tipo de transporte debido a la confiabilidad de tonelaje es decir que se conoce la cantidad de producción nominal diaria que se va a obtener. La experiencia que se tiene dentro de la faena minera de Campamento Antiguo, que aunque se maneja de forma externa (se viene trabajando con ella) durante varios años, es positiva considerándola parte de la empresa. La menor de cantidad de camiones que se requieren representa menor congestión en las vías además de menor cantidad de personal y consecuentemente menor exposición a accidentes laborales relacionados con el transporte.

Dentro de las desventajas de este sistema se encuentran la necesidad de remodelamiento de infraestructura debido a la segregación de la que se requiere para equipo de supervisión y seguridad, de un rediseño del patio de maniobras que actualmente no da cabida a maquinaria de tan altas dimensiones; la mediana inversión respecto a la vida útil de la mina . Se necesitan niveles de supervisión alta por la complejidad del transporte respecto a su costo además de las condiciones climáticas que se tiene en el sector. Además de la cantidad de personal que se debe ubicar luego de concluida la vida útil de CA.

A continuación se presenta un cuadro en el que se señalan las fortalezas, debilidades y amenazas de este sistema

FODA Alternativa 2

FORTALEZAS	DEBILIDADES
Confiabilidad del tonelaje de producción- alimentación Planta Concentradora	Mediana productividad por persona.
Experiencia en el manejo de similares sistemas de transporte.	Mayor énfasis en seguridad.(Se debe resolver el tema de la segregación de equipos grandes y livianos
Menor cantidad de camiones en función del tiempo de ciclo y tonelaje.(respecto a análisis anterior)	Rediseño de patio de maniobras (chancado primario) en la Planta Concentradora (dimensiones del camión)
Compatibilidad entre equipos de desarrollo y transporte utilizados en el rajo.	Sensible a interferencia de condiciones climáticas (lluvia-nieve)
Necesidad de una infraestructura relativamente sencilla y poco costosa.	Poco tiempo de vida útil de la mina afectando el mediano nivel de inversión.
Facilidad para variar el ritmo de producción, aumentando la flota de volquetes o el grado de utilización de esta.	Costo de operación intermedio entre las opciones analizadas
Variedad de modelos que permiten adaptarse a las condiciones en que debe desarrollarse la operación.	Requiere niveles de supervisión moderado
	Rendimientos bajos cuando aumenta la distancia de transporte o el desnivel a superar.
	Mayor cantidad de mano de obra en operación y mantenimiento.
	Moderado nivel de interferencia entre equipos debido a la cantidad de ellos en el frente de trabajo
OPORTUNIDADES	AMENAZAS
	Para efectos de costo de operación, petróleo es influyente. Por tanto frente a variaciones en el valor del insumo, el costo se ve afectado

Tabla 6.9: Análisis FODA del sistema de transporte alternativo (STA) – camión tolva Caterpillar 777f 100 Ton. - volquetes

A continuación se presenta una evaluación tipo perfil de este sistema en el cual se muestran los costos involucrados al considerar su internalización:

Parametros	
Velocidad Ida	35 km/h
Velocidad Vuelta	40 Km/h
Distancia	11 Km
Cap. Caex	90 Ton

Camiones CAT 777 90 Ton									
Periodo	Producción Ton/a	Tpo Ida (hr)	Tpo Vta (hr)	Tpo Acul. (hr)	Otros (hr)	Total (hr)	Rend. Ton /h	Horas Req. (h)	Gasto Anual US\$
2013	3.802.000,0	0,314	0,275	0,167	-	0,756	119,06	31.934,79	5.365.044
2014	2.599.000,0	0,314	0,275	0,167	-	0,756	119,06	21.830,22	3.667.478
2015	2.600.000,0	0,314	0,275	0,167	-	0,756	119,06	21.838,62	3.668.889
2016	2.599.000,0	0,314	0,275	0,167	-	0,756	119,06	21.830,22	3.667.478
2017	4.200.000,0	0,314	0,275	0,167	-	0,756	119,06	35.277,78	5.926.667
2018	877.000,0	0,314	0,275	0,167	-	0,756	119,06	7.366,34	1.237.544
								Total	23.533.100

Tabla 6.10: Costo total del sistema de transporte alternativo (STA) – camión CAT 777 90 Ton

Los valores de tiempos de ida, retorno, maniobra, etc son estimativos para equipos similares a este.

En la tabla presentada anteriormente se presenta la producción anual, además del tiempo de ciclo con el que se trabaja actualmente en CA con las condiciones actuales de caminos, además de su rendimiento horario y las horas requeridas para el movimiento de la producción estimada por año. El gasto anual se lo obtiene considerando los precios actuales con los que se trabaja, que son de 168 dólares americanos. Dando como resultado un total de 23.5 millones de dólares americanos.

6.6. ANÁLISIS FODA DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO (STA) - CINTA TRANSPORTADORA

Se considera el análisis de un sistema de cintas transportadoras independientemente de su forma de aplicación referente a la manera de inversión (interna o externa). El planteo de esta alternativa de transporte se presenta por dos razones básicas:

El transporte por correas es un sistema de transporte limpio, es decir presenta menos contaminación ambiental, siempre y cuando su diseño y mantenimiento sean acordes con el sector y la cantidad de mineral a transportar.

A pesar de la alta inversión que este demanda, luego del trabajo en CA, se ha pensado en utilizarlo en otras faenas de la DSAL. Debido a su alta productividad y a su tiempo de vida útil que definitivamente rebaza a cualquier sistema de transporte de ruedas.

A más de estas razones en la 5.9 se resumen ventajas y desventajas de este sistema.

FORTALEZAS	DEBILIDADES
Confiabilidad en los planes de producción (Alimentación Planta Concentradora)	Alta inversión.
Mayor productividad (Ton/h/mes). Gran capacidad de transporte (hasta 20.000 toneladas por hora),	Para efectos de costo de operación, la energía eléctrica es influyente. Por tanto frente a variaciones en el valor del insumo, el costo se ve afectado
Para tramos largos, implica costos unitarios bajos. El coste de operación y mantenimiento es menor que para los volquetes, requiere de una plantilla más reducida.	Poca experiencia en el manejo de este tipo de transporte (División). El personal necesita entrenamiento de procesos y sistemas para implementar el STA.
Activo con atractivo valor de reventa al quinto año.	Poco tiempo de vida útil de la mina afectando la rentabilidad de la elevada inversión en STA.
Mineral alimentado directamente a acopio grueso, evitando interferencia con trenes.	Se requiere de mineral de menor granulometría para ser transportado
Operación menos sensible a condiciones climatológicas.	Escenario de la minería condiciona aumento en los valores inversionales de activos.
Automatización, control en línea, monitoreo constante. Mayor grado de automatización en operación de alimentación mineral Planta Concentradora.	
Flexibilidad para cambios de producción inmediatos.(Aprox.10%)	
Menor exposición de trabajadores a accidentes.	
Este sistema permite tener múltiples compuertas y puntos de descarga. La capacidad de transporte de una cinta no depende de la distancia. Permite que la carga y descarga sea realizada en cualquier punto del trazado	
Adaptables a cualquier tipo de terreno	
Permite reducir distancias de transporte, debido a la posibilidad de tener inclinaciones mayores del orden de 33% (la inclinación máxima de camiones es de 10%).	

FORTALEZAS	DEBILIDADES
La vida operativa de las cintas es mayor que la de los camiones.	
Sistema condicionado al diseño, tiene mejores condiciones ambientales respecto a emisión de ruidos y polvo.	
Las cintas tienen una mayor eficiencia energética 75% frente al 45% de los volquetes (y se acentúa más al aumentar el desnivel en el perfil de transporte).	
La energía que consume es limpia y eficiente	
Disminución de mantenimiento y costo de construcción de pistas por su menor anchura.	
OPORTUNIDADES	AMENAZAS
Existe la posibilidad de desarrollar un STA reutilizable en otros campos de producción.	Volátil escenario de precio de energía eléctrica en el país.
Generación Know-How para aplicar en otros proyectos de la División.	
Aporta con tecnología a la División.	
El diseño del STA puede ser aplicable para otras minas (Rajo Inca).	
La posibilidad de externalizar (por cuestiones de inexperiencia y tiempo) el mantenimiento de equipos.	
Al disminuir el costo de transporte de mineral existe la posibilidad de reevaluar reservas extendiendo la vida útil de la mina y obteniendo un mayor beneficio.	

Tabla 6.11: Análisis FODA del sistema de transporte alternativo (STA) – cinta transportadora

6.7. CONCLUSIONES DEL ANÁLISIS DE ESTUDIO FODA

El análisis FODA elaborado para los tres sistemas de transporte alternativos presenta diferentes resultados:

En el primer caso se nota claramente conocimiento sobre el tema, experiencia en el control del sistema de transporte, sin contar con la minimización de inversiones; pero se debe tomar con mayor interés el hecho de que se requiere mayor cantidad de personal para operaciones durante el tiempo de vida útil de la mina que son más que 5 años.

Uno de los problemas radica en la cantidad de producción por hombre, (que es mínima), además de los inconvenientes respecto a la aglomeración de personas para ejecutar el transporte del material mineralizado (siendo este solamente una parte de la operación).

De acuerdo a la Guía de Estándares de Control de Fatalidades – Equipo Pesado - Requisitos Asociados a La Organización - Parte B.2, la segregación o separación de los ambientes de trabajo u operación para minimizar la interacción entre equipos pesados, livianos y personas (ANEXO D – Guía de Estándares de Control de Fatalidades) es un requisito de cumplimiento obligatorio en todas las faenas de CODELCO y aplicado tanto a personal propio como contratista. Este se presenta como un gran desafío al implementar este sistema de transporte.

Además de esto se debe tener en consideración que no es posible dentro de un negocio de magnitudes semejantes, la inoperancia de activos. De acuerdo a la producción anual, existe una variación considerable de equipo en laboro y equipo paralizado. Lo que conlleva a pérdida de inversión como se indica en la tabla 5.1 que en el año 2013 se requieren 15 camiones y en el 2014 el número desciende a 10, o en el caso del año 2016 respecto del 2017 en que se necesitan 6 camiones más, para lo cual se debería plantear una nueva inversión si se requiere.

En el segundo caso se tiene un panorama similar al primero. Es importante indicar que es indispensable tener una medida de segregación de equipos dadas las condiciones de dimensionamiento del mismo, además de la necesaria ampliación de caminos y creación de otros tantos para supervisión (equipo liviano) convirtiéndose más que en una solución, en un obstáculo respecto al tiempo de ejecución y organización de trabajos secundarios. Además a largo plazo internalizar la dotación de personal no es recomendable debido a la corta vida útil de la mina, convirtiéndose en un costo no justificado además de tener personal no necesario.

Si bien es cierto que lo más importante dentro de cualquier negocio es la seguridad del personal, también es importante la inversión que representa adquirir nueva maquinaria y mantenerla en producción es definitivamente la única forma de devengar su costo. En este segundo planteamiento se tiene menos maquinaria paralizada, pero anualmente representa millones de dólares de pérdida.

Otra de las limitantes que presenta esta opción es la oferta reducida de este equipo a nivel mundial.

Para los dos casos anteriores es importante conocer los estándares de carga; es decir la carga útil que puede soportar el camión y maximizar el uso del equipo, para garantizar una operación segura, aumentar la productividad y reducir su costo; conocer la carga del equipo por debajo de la carga útil, que ocasiona pérdidas de producción y por ende un aumento de costos; y la sobrecarga que causa es desgaste excesivo de las partes del equipo ocasionando una reducción de la vida útil del equipo, y aumentando costos de mantenimiento y reparación.

En el tercer caso uno de sus mayores debilidades es la elevada inversión inicial que representa y además requiere de atención, la falta de experiencia sobre el tema, se requerirá tiempo para capacitación. Este podría convertirse en una fortaleza al internalizar las operaciones poco relevantes para la operación como el mantenimiento de equipos. Una de las fortalezas que presenta esta alternativa, es el rendimiento-hombre, y la poca exposición de ellas a riesgos innecesarios.

Esto se puede simplificar (este presenta posibilidades mayores de aceptabilidad debido a que los problemas que se observan pueden ser transformados en oportunidades) si se toma en cuenta un diseño de cintas transportadoras reutilizables, y que puedan ser incorporadas en nuevos proyectos como el planteado por el PND 2012, el cual estipula el cambio de sistema de extracción de la mina subterránea Inca a Rajo, y el cual también pretende implementar un sistema de transporte de cintas.

Una de las razones por las que se propone el estudio de esta alternativa, es la interferencia de camiones del rajo con los trenes de la subterránea (Camiones y trenes llegan a la concentradora – Chancador primario- al mismo tiempo, con tiempos de espera largos para descargar ocasionando pérdidas de rendimiento). Con el sistema de Correas transportadora se busca integrar el mineral directamente al Chancador secundario, evitando este inconveniente. Además del elevado costo unitario que representa su movimiento en la actualidad.

Otra de las razones por la que se decidió en estudiar esta alternativa es el interés de la empresa en el análisis de una cinta con posibilidades de implementación de la misma.

De acuerdo a lo anterior y conjuntamente con la empresa, el presente trabajo estará dirigido a la evaluación costo-eficiencia de un modelo de cintas transportadoras que cumplan con los requisitos producción, mantenimiento, costos y seguridad. (Terceros o propia).

CAPITULO VII

METODOLOGÍA DEL DISEÑO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE DE MINERAL A TRAVÉS DE CINTAS TRANSPORTADORAS

7.1. INTRODUCCIÓN

De acuerdo al análisis FODA realizado en el capítulo anterior, el sistema por cintas transportadoras es la alternativa más recomendable por cuestiones de costo, mantenimiento y seguridad. Este es un sistema de transporte continuo, que ha sido utilizado por décadas para el transporte de importantes cantidades de material a lo largo de grandes distancias, por pendientes inclinadas, lugares de difícil acceso, por encima y bajo tierra, demostrando su confiabilidad y rentabilidad. Las bandas transportadoras se incorporan bien a otros procesos como cribas, canchadores, vagones de tren, equipos de carga y descarga sea este, sobre embarcaciones, pilas de almacenamiento, alimentación, excavaciones, etc. Una de las ventajas que presenta además de menores costos de transporte por tonelada, menor costo de energía por tonelada y menor costo de mano de obra por tonelada, es la capacidad de transportar diversidad de materiales como terrones grandes hasta partículas finas húmedas, secas o pegajosas.

Los diseños existentes en el mercado, cumplen con los requerimientos y especificaciones del proyecto en dependencia del material a ser transportado, la topografía, dependiendo de este el éxito o fracaso del sistema de transporte.

El presente análisis pretende proporcionar datos empíricos sobre características técnicas del sistema de transporte seleccionado, acercándose a la realidad gracias a normas estandarizadas por entidades de carácter mundial encargadas de regularizar parámetros de medición tales como La Asociación de Fabricantes de Equipos de Cintas Transportadoras ,“Conveyor Equipment Manufacturers Association” (CEMA) y El Instituto Alemán de Normalización “*Deutsches Institut für Normung*”, (DIN), acordes con organizaciones internacionales como La Organización Internacional de Normalización, (ISO) y La Comisión Electrotécnica Internacional (CEI). El objetivo de este planteamiento es para tener una guía de los parámetros ingenieriles que se requieren para la construcción de un sistema de transporte de tales características y no busca interferir de manera técnica en los parámetros ingenieriles que realice la empresa entendida.

Para su construcción y diseño se pide la colaboración de un fabricante especializado de acuerdo CEMA y DIN, y que además proporcione datos económicos como costos de inversión necesarios para continuar con dicha evaluación.

7.2. TRAZADO DE LA CORREA TRANSPORTADORA

Uno de los factores principales para el diseño de un sistema de transporte tal como el que se evalúa a continuación, es la topografía de la zona a en la que se va a instalar la estructura. Para esto se ha tomado como base la topografía actualizada hasta el 20 de junio del 2012 que cubre el área de estudio y sus alrededores (Tajo Campamento Antiguo).

Como primera parte se realiza el trazado de dos vías alternativas con el objeto de determinar cuál de ellas expone las mejores condiciones relacionadas con accesibilidad, facilidad de construcción y menores costos de inversión.

La alternativa A y con el objeto de aprovechar la infraestructura disponible, está ubicada por el camino actual que se utiliza para el transporte de sulfuros de CA, y su diseño no interfiere con las operaciones que se realizan en el sector, tiene una longitud de 9 km. En la figura 7.1 se indica el trazado de la correa transportadora.

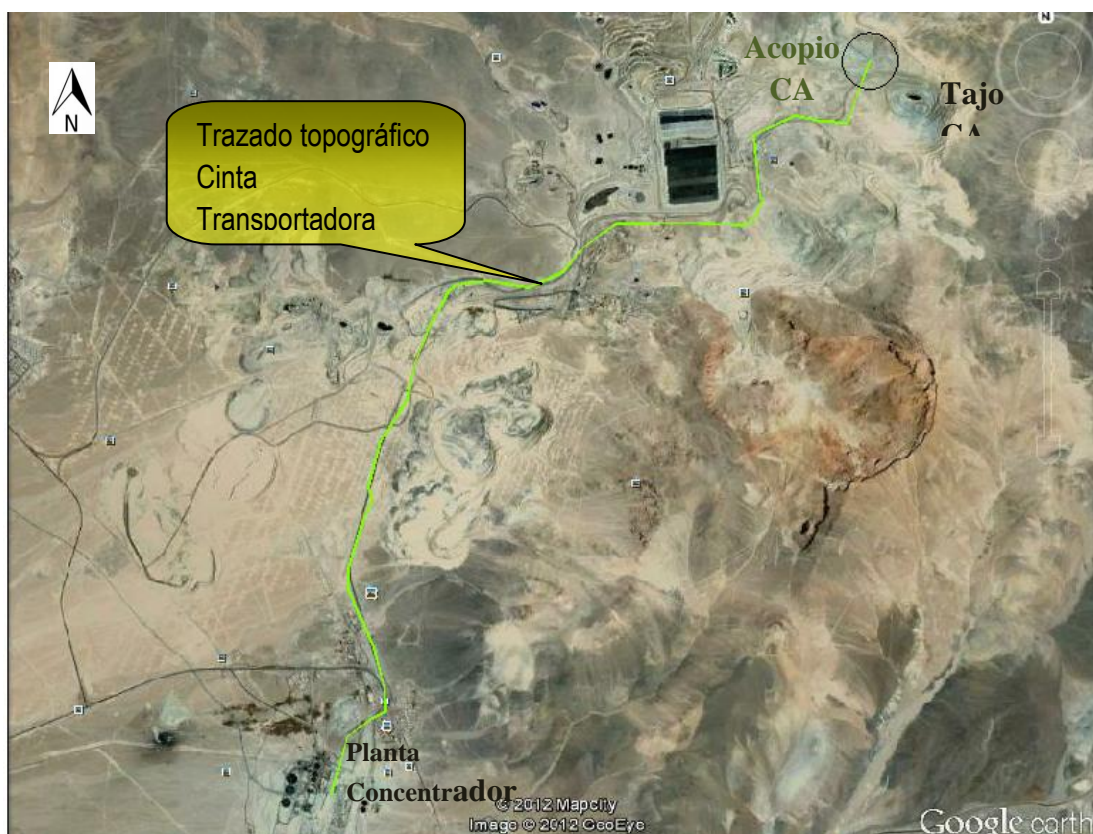


Figura 7.1: Trazado de correa transportadora Alternativa A – camino actual de sulfuros

La alternativa B, y con objeto de cumplir con las condiciones anteriormente descritas, se ubica por el lado Este de la alternativa A. Mostrando una ventaja respecto a la longitud del sistema (esta se reduce a 7.22 km) lo que incide sobre la inversión, pero muestra un gran inconveniente debido a que cruza por parte de una zona de interés

histórico llamada “Camino del Inca” y que es considerada Patrimonio Andino y Patrimonio Mundial denominado por la UNESCO.

En la figura 7.2 se indica el trazado de la vía del sistema de transporte – Alternativa B.



Figura 7.2: Trazado de correa transportadora Alternativa B – Camino del Inca

De acuerdo a la situación analizada anteriormente, se decidió, y con apoyo de la jefatura de planificación del Tajo CA, utilizar el primer diseño (Alternativa A) argumentando que pese a que el panorama de la alternativa B podría resultar en la disminución de inversión, el problema de éste, radica en la injerencia en el denominado Patrimonio Andino, resultando inviable. A pesar de los mayores costos que representaría la Alternativa A, resulta factible debido al provecho que se puede

obtener de ella por la poca interferencia que presenta en trabajos operatorios y la facilidad de acceso recayendo directamente sobre menores trabajos secundarios y menor tiempo de construcción.

Como referencia se ha consultado a especialistas en construcción de cintas transportadoras determinando que para facilidad de operación y construcción, una cinta transportadora puede llegar a medir hasta 5000 m de longitud. Pero por razones de mantenimiento y facilidad de construcción los especialistas manifiestan que es más factible trabajar con cintas que no sobrepasen los 3 km (la cinta mide el doble debido a que es un sistema continuo), debido a facilidad de reparación, mantenimiento, potencia de motores, etc. Por esta razón el trazado de la vía, para mayor comprensión se ha dividido en secciones o tramos de longitudes de 3000 m, y esta a su vez subdividida en tramos de hasta 490 m, en dependencia de la inclinación, esto con la intención de realizar los cálculos de tensiones, resistencias y potencias para determinar el tipo de cinta y estructura del sistema (factores de vital importancia para inversión), y facilidad de construcción.

En la Tabla 7.1 se indican el cálculo de un tramo de cinta, indicando puntos de carga y descarga del material de cada tramo (de cada cinta que conforma el sistema de transporte), diferencia de altura entre carga de descarga, longitud de la cinta (inclinada), longitud horizontal y ángulo de inclinación de la cinta. En el ANEXO D (Tramos de Cinta y Cálculo de Resistencias), se muestra la tabla completa de los tramos de la cinta.

Tramo	Carga	Descarga	Diferencia de altura	Longitud recta	Longitud inclinada	Inclinación	α
	m	m	m	m	m	%	°
1	2.672	2.686	14,0	433,90	434,13	0,03	1,85
2	2.686	2.707	21,0	225,40	226,38	0,09	5,35
3	2.707	2.706	1,0	379,50	379,50	0,00	-0,15
4	2.706	2.700	6,0	221,43	221,51	-0,03	-1,55
5	2.700	2.703	3,0	105,30	105,34	0,03	1,63
6	2.703	2.697	6,0	260,68	260,75	-0,02	-1,32
7	2.697	2.669	28,0	159,00	161,52	-0,18	-10,14
8	2.669	2.665	4,0	68,63	68,75	-0,06	-3,34
9	2.665	2.656	9,0	117,30	117,65	-0,08	-4,40
10	2.656	2.651	5,0	46,10	46,37	-0,11	-6,23
11	2.651	2.647	4,0	47,45	47,62	-0,08	-4,84
12	2.647	2.606	41,0	477,00	478,77	-0,09	-4,93
13	2.606	2.585	21,0	457,80	458,28	-0,05	-2,63
T1	2.672	2.585	87,0	2.999,49	3.000,75	-0,03	-1,66

Tabla 7.1: Topografía del primer tramo de la cinta

7.3. COMPONENTES DE TRANSPORTADOR ESTÁNDAR

Las bandas transportadoras en la actualidad son la base del manejo de materiales a granel, (siendo ésta un área completa dentro de la ingeniería). Básicamente una cinta transportadora es una banda de tela, extendida o tensada entre dos o más poleas que la hacen girar a una velocidad definida; y sobre ésta, se carga una cantidad de material específica que será transportada hacia su punto de descarga, bajo las condiciones más desfavorables como sobrecargas, excesos de agua, condiciones críticas de material fugitivo y otro tipo de daños. Sin embargo su correcto funcionamiento y mantenimiento disminuirá sus costos de operación.

Las bandas transportadoras comunes varían en ancho desde 300 mm a 5.000 mm y longitud de hasta 5.000 m. La capacidad de carga es limitada en función del ancho y velocidad de la banda.

7.4. FUNCIONAMIENTO DEL SISTEMA DE UNA CINTA TRANSPORTADORA ESTÁNDAR

Una cinta o banda transportadora según su diseño, construcción y requerimiento varían en su levantamiento pero en general consta de varios elementos en común. Cada cinta transportadora está compuesta de elementos tales como:

Banda.- Es la superficie móvil sobre la cual se transporta el mineral.

Poleas.- Son el soporte de la banda y controlan la tensión de ésta (sobre éstas se mueve la banda).

Propulsión (grupo motriz).- Reparte la energía a una o más poleas para mover la banda.

Estructura.- Alinea y soporta los componente giratorios.

Sistema de soporte para bandas.- Soportan los tramos de carga y retorno de la banda.

Sistemas de transferencia.- Cargan o descargan el flete de un transportador.

En general un transportador está formado por una banda de caucho, tela o metal (en dependencia de la necesidad del material a trasportar) continua, yacente entre dos poleas finales. Una de ellas constituye la cola en donde generalmente se carga el material (la carga puede ser cargada en cualquier tramo de la cinta), y la otra conforma la cabeza desde donde se descarga el material (la descarga puede realizarse en cualquier parte a lo largo del transportador).

La banda esta soportada en la parte superior (zona de carga de material) por rodillos de canalización (dan a la banda forma de U y aumenta la capacidad de carga del transportador), o rodillos planos. El lado inferior de la banda se soporta por rodillos de retorno. Los componentes giratorios van montados sobre bastidores compuestos por una estructura de acero.

Los motores de impulsión de un sistema de transporte por cintas generalmente es accionado con electricidad, este motor puede estar ubicado en cualquier punto a lo largo del sistema.

El ajuste o dispositivo tensor (se usa para asegurar que la banda se mantenga tensa contra la polea motriz evitando que la banda o/y la carga se muevan), es un contrapeso que se instala cerca de la polea motriz en el lado de retorno de la banda. Las poleas deflectoras son las que van a dirigir la banda hacia la polea de ajuste sujeta al contrapeso de gravedad.

Las poleas de contra curvado van ubicadas después de la polea de cabeza (lado de retorno de la banda), haciendo que exista contacto entre la banda y ésta, permitiendo que una polea más pequeña transmita la tensión requerida a la banda.

El material se carga cerca del extremo de la cola conocida como zona de carga, la cual está compuesta por un chute o tolva de carga, una polea de cola, rodillos, sistema de soporte de la banda, revestimientos de desgaste, sellos para polvo, sellos de entrada y salida.

El extremo de la cabeza de un transportador está compuesto por la polea de cabeza, un chute de descarga, el sistema de limpieza de la banda, una placa deflectora y del equipo de monitoreo de flujo.

El equipo auxiliar es otro de los factores importantes para mejorar la operación del sistema como: limpiadores, detectores de metal, chutes o tolvas, ajustes o seguros, sellos, soporte para bandas, arados, interruptores de seguridad, sistemas de eliminación de polvo.

Del buen diseño y funcionamiento de una cinta transportadora va a depender su desempeño, el control de fugas de material, control de polvo, la seguridad respecto a los trabajadores y al medio ambiente, controlando los costos de mantenimiento. A continuación la Figura 7.3 se presenta un esquema del transportador por banda estándar.

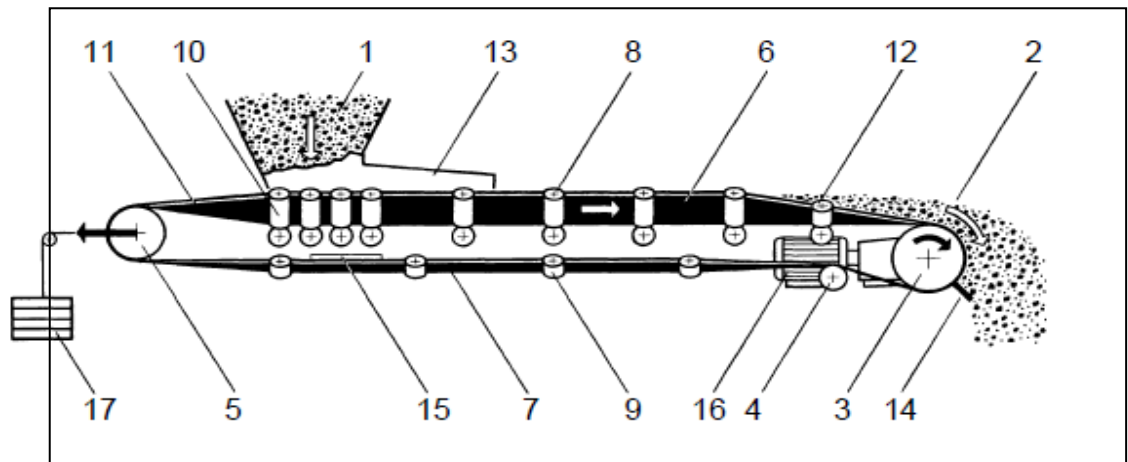


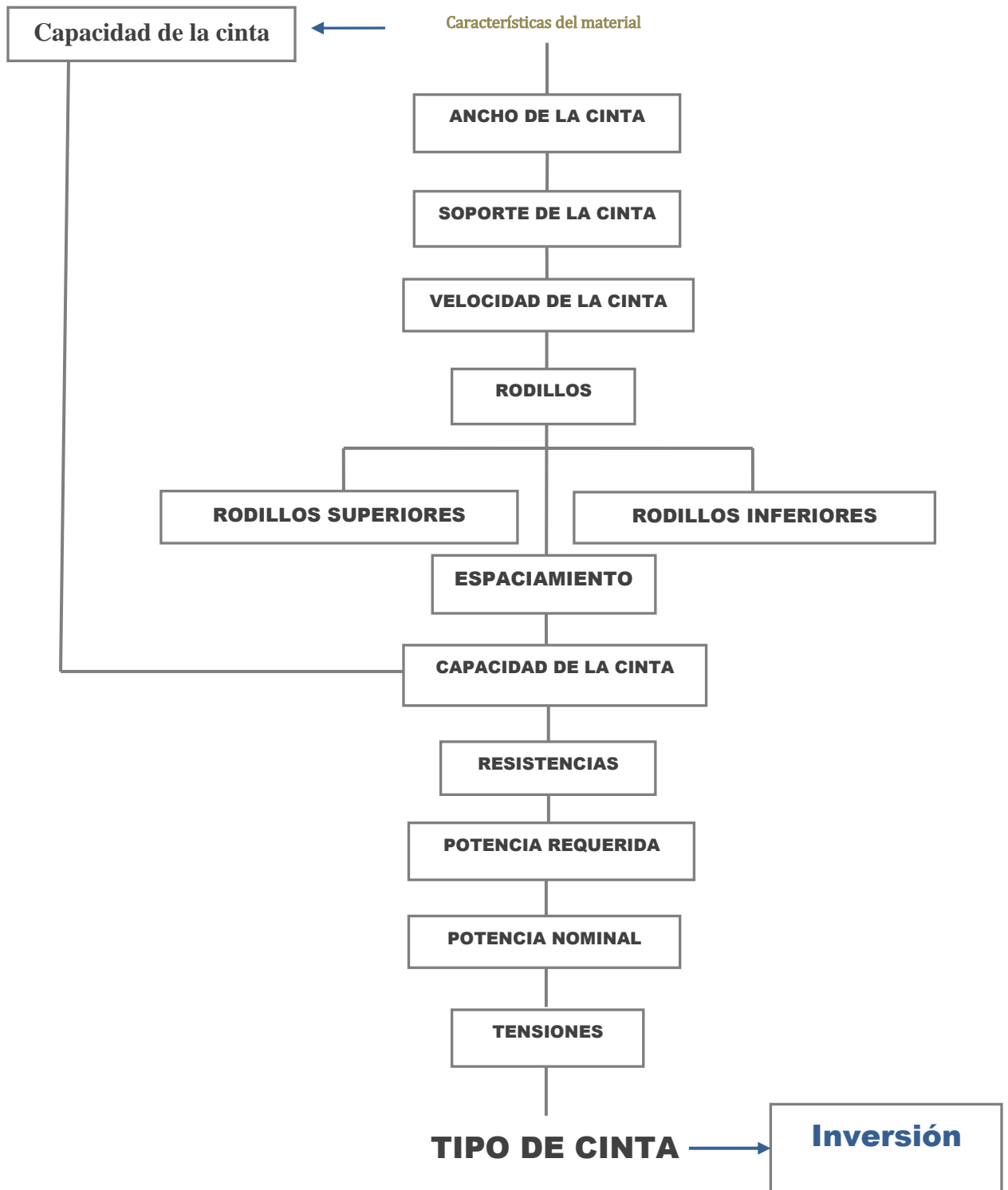
Figura 7.3: Partes de la correa transportadora

- 1.-Chute o tolva de alimentación
- 2.- Zona de descarga
- 3.- Polea motriz
- 4.- Polea guía
- 5.- Polea tensora
- 6.- Rodillos de impacto
- 7.- Estructura de retorno
- 8.- Rodillos soportantes del ramal conductor
- 9.- Rodillos soportantes del ramal de retorno
- 10.- Rodillos soporte de la zona de alimentación
- 11 y 12.- Zona de transición de la cinta
- 13.- Tolva de alimentación (faldón)
- 14 y 15.- Limpiadores
- 16.- Motor
- 17.- Contrapeso

7.5. CÁLCULO DE CINTAS TRASPORTADORAS

El diseño de la cinta a utilizar en el presente proyecto para la evaluación de costos de inversión estará a cargo de una empresa especializada en este rama de la ingeniería, sin embargo en este capítulo se analizarán cálculos estandarizados basados en libros y manuales especializados en cintas transportadoras. En el siguiente esquema se muestra un diagrama de flujo de acuerdo al ordenamiento de cálculos y su secuencia:

CÁLCULO DE LA CINTA TRANSPORTADORA



De los cálculos, mantenimiento e instalación de un sistema de transporte, como el que a continuación se analizará, dependerá la duración de la cinta y sus condiciones de trabajo.

En general los antecedentes que deben tomarse en cuenta para el diseño de un sistema de transporte por cintas son:

- (a) El tipo de material a ser transportado (peso a granel, tamaño al que va a ser transportado, ángulo de reposo).
- (b) Flujo de material a transportar (capacidad horaria)
- (c) Características del transportador (longitud y altura a la que el material será transportado).

La importancia de estos datos básicos recae sobre las dimensiones que adoptará el diseño y particularmente sobre la velocidad y ancho de la cinta. Otros factores importantes a considerar son la potencia de motores de cada tramo de la cinta, debido a que éste tiene gran influencia sobre la selección del tipo de cinta; por otra parte el tamaño y granulometría de material a transportar definirá el tipo de cinta que se va a requerir para evitar paradas del sistema por mantenimiento. El cálculo de la cinta transportadora en primera instancia se realizará de acuerdo a tablas normalizadas por las entidades de CEMA y DIN en concordancia a lo exigido por ISO, sin embargo para una mejor comprensión se corroborarán los datos con cálculos analíticos. Finalmente el estudio concluye en la estimación del tipo de cinta necesario para el sistema

7.5.1. Ancho de la Cinta

La determinación del ancho de la cinta es un factor importante debido a que de éste, va a depender el buen funcionamiento del sistema (sin que ocurran derrames o faltas de mineral), además del costo de inversión que representa.

Para la instalación de una cinta transportadora se debe determina la mejor combinación entre el ancho y la velocidad de acuerdo a la capacidad horaria requerida en dependencia del tipo de material a ser transportado.

Para la elección del ancho de la cinta, se recurren a las características del mineral y capacidades horarias requeridas obtenidas del PND 2011.

Calculo de la Cinta Transportadora				
Campamento Antiguo				
Mineral a transportar : Mineral de cobre (Andesita 40%/Pórfido 60%)				
	Límite Superior Producción		Límite Inferior Producción	
Condicion del material	Terrón		Terrón	
Distancia (L)	8.911,55	m	8.911,55	m
Capacidad anual	4.200.000,00	Ton/a	2.600.000,00	Ton/a
Capacidad diaria	12.727,27	Ton/d	7.878,79	Ton/d
Capacidad requerida por hora	636,36	Ton/h	393,94	Ton/h
Granulometria del material(max)	130,00	mm	130,00	mm
Peso especifico seco	2,63	Ton/m ³	2,63	Ton/m ³
Humedad	3%		3%	
Peso especifico húmedo	2,71	Ton/m ³	2,71	Ton/m ³
Coefficiente de esponjamiento	30%		30%	
Desndidad material (escavada)	1,90	Ton/m ³	1,90	Ton/m ³
Produccion requerida diaria	335,59	m ³ /h	207,75	m ³ /h
Angulo de reposo (grados)	20	°	20	°
Angulo de sobrecarga dinamica(grados)	18	°	18	°
Abrasividad:	A		A	

NA	No abrasivo
PA	Poco abrasivo
A	Abrasivo
MA	Muy abrasivo

Tabla 7.2: Características generales de la cinta transportadora
 Datos comparados con tablas estandarizadas de CONTITECH regularizadas por CEMA

En primera instancia para su cálculo, se recurre a tablas estandarizadas por CEMA, DIN, ISO. A continuación en la Tabla 7.3 se indican los valores medios de las características del mineral a transportar.

Material		Peso Específico	Max. Inclinação recomendable	Abrasividad	Angulo de reposo del material	Angulo de sobrecarga dinámica
Tipo	Condición	kg/m ³	Grados		Grados	Grados
Mineral de cromo	Terrón	2100	17	PA	20-30	10
Mineral de cobre	Terrón	1900-2400	12-20	A	20-30	10-20
Mineral de hierro	Terrón	1600-3200	17-20	MA	35	20
Mineral de manganeso	Terrón	2000-2200	20	MA	39	25
Mineral de plomo	Terrón	3800	15	MA	30	10

Tabla 7.3: Características generales del material a transportar

Fuente: Manual de cálculo de cintas transportadoras PIRELLI 2010 regularizadas por CEMA

El ancho de la cinta se determina en el siguiente cuadro de acuerdo a la capacidad horaria de una cinta y en función del tamaño de los trozos del mineral a transportar, también se puede obtener una velocidad media que más adelante será comprobada. Las especificaciones de la tabla están en función para tríos de rodillos portantes iguales inclinados a 20° y con material a 20° de sobrecarga dinámica (Tipos de artesa). Obteniéndose un ancho de cinta de 700 mm y una velocidad media de 2.5 m/s.

Material transportado peso específico kg/m³	Ancho de la cinta mm	Capacidad de transporte en Ton/hora														Tamaño max. de material mm		
		Velocidad de la cinta m/seg																
		0,5	0,75	1	1,25	1,5	1,75	2	2,25	2,5	2,75	3	3,25	3,5	3,75	4	En trozos	Mezclado
Minerales pesados (salida de minas) Margas otros materiales de peso específico >2500kg/m³	300	31	47	63	78	94	110	126									50	75
	400	57	85	114	142	171	199	228	257	285							70	100
	500	90	135	181	226	271	316	362	407	452	497	542					90	150
	600	133	200	266	332	399	465	532	598	665	730	797					110	200
	700	184	276	369	462	533	645	738	830	923	1.015	1.105	1.200	1.290			130	250
	800	246	369	492	615	737	860	983	1.105	1.230	1.355	1.475	1.600	1.720			150	300
	900	317	476	635	795	952	1.110	1.270	1.430	1.585	1.745	1.905	2.065	2.220			170	350
	1.000	399	598	798	998	1.197	1.395	1.595	1.795	1.995	2.195	2.395					200	400
	1.100	446	661	982	1.103	1.324	1.544	1.765	1.985	2.205	2.425	2.645					230	450
	1.200	595	882	1.190	1.487	1.785	2.080	2.380	2.680	2.980							260	500
1.300	710	1.065	1.420	1.775	2.130	2.485	2.840									300	550	

Tabla 7.4: Capacidad horaria de una cinta en correspondencia con su ancho, velocidad naturaleza y granulometría del material

Fuente: Manual de cálculo de cintas transportadoras CONTITECH 2011

De acuerdo a la tabla anterior el ancho de la cinta en función de la capacidad horaria y granulometría del material es de 700mm (La granulometría fue definida por la empresa).

Además de los parámetros de diseño obtenidos se tienen otros más específicos que se analizan a continuación:

Considerando que:

$$B = \sqrt{\frac{Q}{160 * k * v * \gamma * \psi}}$$

$$B = \sqrt{\frac{636.36 \frac{Ton}{h}}{160 * 1.25 * \frac{2.5m}{s} * 2.4 \frac{Ton}{m^3} * 1}}$$

Dónde:

B = Ancho de la cinta en m

Q =Capacidad diaria Ton/h

K = corresponde a la irregularidad de la carga por estiramiento, a la irregularidad de los tiempos de usos de motores e instalaciones y depende una serie de factores como la Productividad máxima (Q_{max}).

De manera empírica se ha establecido los siguientes valores para K :

Para minas de carbón y minas en general	$K=1,25$
Para canteras con producción anual ≤ 7 millones T	$K=1,15$
Para canteras con producción anual de 7 a 15 millones T	$K=1,10$
Para canteras con producción anual ≥ 15 millones T	$K=1,05$
Para instalaciones de granulometría muy grande	$K=1,5$

Tabla 7.5: Valores de K

Para efectos de cálculo se tomará el valor de $K=1.25$

V = Velocidad de la cinta. De manera estimativa se tomara un valor medio de la tabla 7.4 planteadas posteriormente m/s

Y = Peso específico del material (tabla anterior) 2.4 Ton/m³

Ψ = Depende del ángulo de instalación de la transportadora

Angulo de instalacion de la trasportadora	
$\beta < 10^\circ$	$\psi = 1$
$\beta = 10^\circ - 15^\circ$	$\psi = 0,9 - 0,95$
$\beta = 15^\circ - 18^\circ$	$\psi = 0,85 - 0,9$

Para el cálculo se tomará el valor de 1

Obteniéndose:

Ancho de la Cinta	710 mm
-------------------	--------

7.5.2. Soporte de la cinta

En dependencia del material a transportar y de su peso sobre la cinta, se va a escoger el tipo de soporte de la misma, cuya función es sostener el ramal superior de la banda con la carga sobre ella y asegurar su desplazamiento siguiendo la trayectoria prefijada. El transporte del material puede ser en bandas planas o acanaladas.

Las bandas planas se utilizan para el transporte de materiales con un ángulo de reposo pronunciado (mayores a 35°), siendo posible tener una distancia de borde considerable, como consecuencia, el material no se derramará y el costo será menor. No así para materiales con ángulo de reposo bajo se requieren bandas acanaladas.

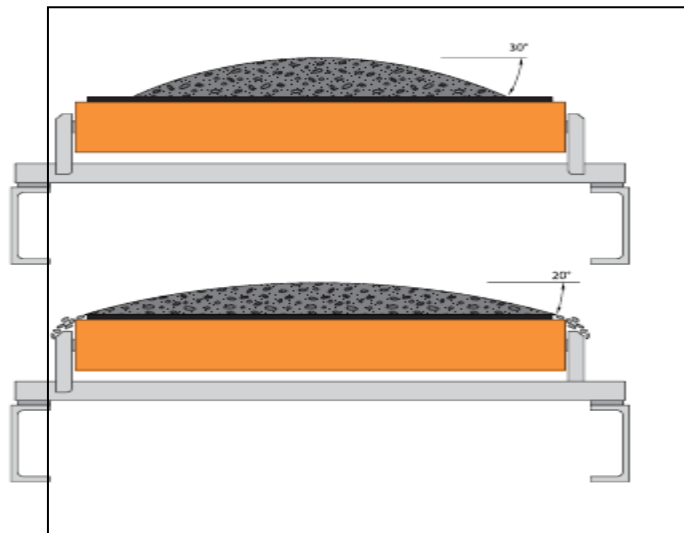


Figura 7.4: Banda plana

La mayoría de materiales mantienen un ángulo de reposo bajo, lo que dificulta el uso de bandas planas, en estos casos se utilizan las bandas acanaladas que facilitan el movimiento del material con la ventaja de posibilitar el aumento de la capacidad de la carga.

Para definir el ángulo de canal de la banda se debe tomar en cuenta el tipo de armazón de la banda, grosor de la banda, ancho de la banda. Otro factor importante y que determinará el ángulo máximo de la cinta es la tensión sobre la banda. La curvatura de la banda puede variar en dependencia del tipo de material, el tonelaje, la longitud de la banda y la aplicación que se le va a dar.

El canal estándar para movimiento de material es de 20° debido a las facilidades que presenta en longitudes largas y a velocidades altas además de permitir el transporte de materiales más pesados y terrones más grandes. Las bandas con ángulos de canalización mayores se justifican en aplicaciones especiales, presentando mayores desventajas debido a la vulnerabilidad que presentan respecto al viento y potenciales daños de la banda a consecuencia de ello.

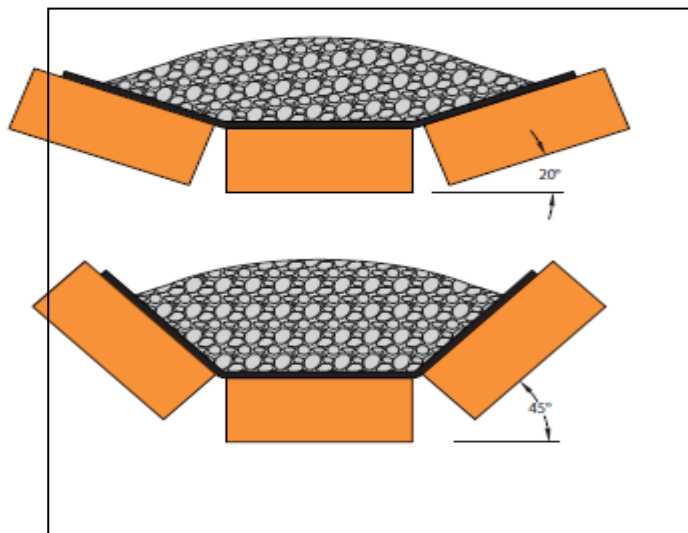


Figura 7.5: Bandas acanaladas

Exceder el ángulo de canal máximo puede llevar a deformaciones permanentes de la banda, deteriorando su funcionamiento y efectividad. El aumento de la concavidad de soporte (banda) reduce el contacto de superficie entre los rodillos y la correa, disminuyendo su capacidad, desgastando de manera acelerada los componentes de

rodamiento, se puede tener una mala alineación de la banda (guía), además de posible derramamiento de material por los bordes, daño de los recubrimientos y armazón en el área de acoplamiento de los rodillos, recayendo todo esto en aumentar la potencia de los motores para poder mantener en movimiento el sistema.

En general la selección del ángulo de canal y el ancho de la cinta se determina en función del costo de la banda, pero sin descuidar parámetros necesarios de seguridad. Para posteriores cálculos se ha tomado el sistema de transporte de tres artesas de igual tamaño y con ángulo de inclinación de los rodillos de soporte del ramal superior de 20° debido a las condiciones presentadas anteriormente. En la Figura 6.8 se muestra un esquema sobre la forma del soporte superior de la cinta.

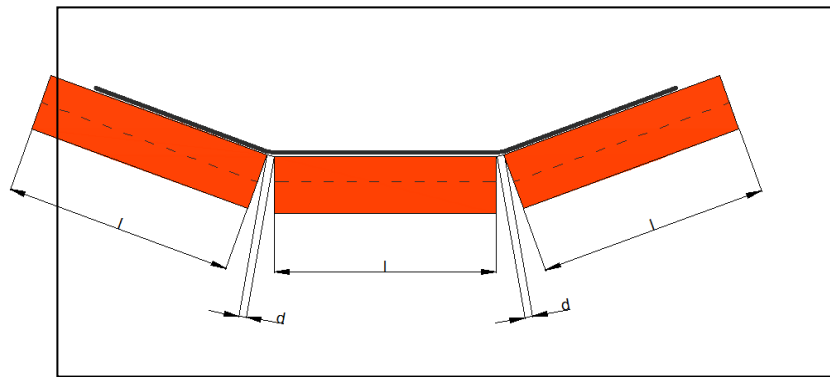


Figura 7.6: Sistema de soporte de rodillos del ramal superior

Dónde:

l = Longitud de los rodillos de soporte del ramal superior

d = Espaciamiento entre rodillos

h = Holgura de la cinta

Y =Ángulo de inclinación de la cinta

El acoplamiento entre rodillos (d) no debe exceder los 10 mm y para cintas de ancho mayor a 2.000 mm no debe exceder los 15 mm.

A continuación se presenta un esquema de las longitudes de rodillos en mm en dependencia de la cantidad de canales que requiere la cinta:

Diseño de canales		Ancho de cinta en mm																	
		300	400	500	600	700	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800	3000	3200
plana	I	380	500	600	700	750	950	1150	1400	1600	1800	2000	2200	2500	2800				
en V	I	200	250	315	340	380	465	600	700	800	900	1000	1100	1250	1400	1500	1600	1700	1800
3 partes	I		160	200	250	250	315	380	465	530	600	670	750	800	900	950	1050	1120	1150
3 partes (depression)	I1						200	250	315	380	465	530	600	640	670	700	800	900	900
	I2						380	465	550	600	670	700	800	900	1000	1100	1150	1150	1250
5 partes	i						165	205	250	290	340	380	420	460	500	540	580	640	670

Tabla 7.6: Ancho de la cinta

Fuente: CONTITECH 1995

En la Figura 6.9 se indican los valores de la longitud de los rodillos para una cinta de 700mm con las características mencionadas anteriormente

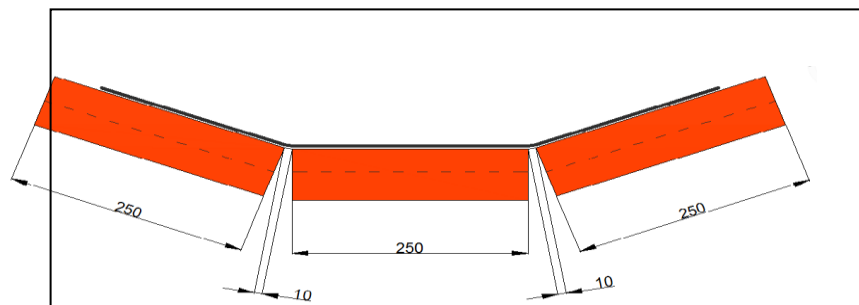


Figura 7.7: Longitud de rodillos

7.5.3. Inclinación de la cinta

El transporte de minerales por cintas transportadoras está limitado por el ángulo de inclinación al que puede moverse la cinta, sin embargo existen en el mercado diversos diseños de bandas especiales para cumplir con este tipo de demandas. Para el estudio en proceso y con los datos obtenidos anteriormente (y en acuerdo con análisis presentado a continuación), se va a utilizar un sistema de cintas transportadoras lisas debido a los bajo ángulos de inclinación que presentan los tramos de cinta, la velocidad promedio de 2.5 m/s (que será analizada analíticamente a continuación) y dimensionamiento del material (tamaño de material máximo: 130 mm)

En el siguiente esquema se representan los tipos de bandas transportadoras. Cabe mencionar que debido a las condiciones del material, el presente trabajo se manejará de acuerdo a los parámetros indicados en el párrafo anterior.

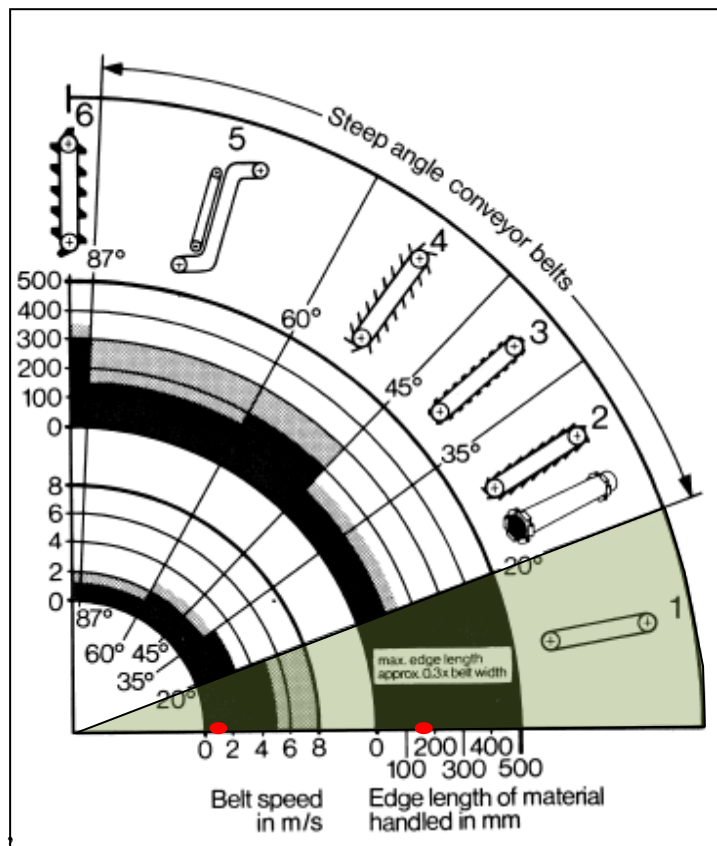


Figura 7.8: Esquema grafico de velocidades estándar

Fuente: Manual de Diseño de Sistemas de Cintas Transportadoras
CONTITECH/1995

7.5.4. Velocidad de la cinta

La velocidad de la cinta juega un papel muy importante al momento de diseñar el sistema de transporte; la velocidad está en función del tipo y tamaño de mineral a transportar. Al aumentar la velocidad de la cinta se puede incrementar su capacidad de transporte y como resultado menor ancho de cinta, lo que disminuiría el tamaño de los rodillos portantes y de retorno, dando como resultado una menor inversión. Sin embargo la mala elección de velocidades traería consigo mayores desgastes de la banda y la posibilidad de aumentar la cantidad de material fugitivo afectando directamente en el incremento de polvo en el ambiente, y en consecuencia mayores

gastos de mantención. En la Tabla 7.7 se indican los valores de la velocidad de sistemas de transporte (en funcionamiento) por cintas transportadoras y está en función del tipo de aplicación adecuado.

Características de aplicación	Velocidad del transportador en m/s
Casos especiales - transportadores de enfriamiento	0,5
Bajos flujos de material - transporte de carbón	0,5-1,5
Velocidad estándar de materiales manipulables - transporte de minerales	1,5-3,5
Transporte de materiales a grandes distancias	3,5-6,5
Casos especiales - transporte de grandes flujos	mayor a 6,5

Tabla 7.7: Velocidad de la cinta en función de su aplicación

Fuente: CONTITECH reguladas por CEMA/2010

Respecto a parámetros de cálculo avalados por CEMA la velocidad de la cinta puede fluctuar entre 1,5 m/s y 4m/s, manteniéndose dentro de un rango aceptable respecto a los cuadros anteriores.

7.6. CÁLCULO ANALÍTICO DE LA VELOCIDAD DE LA CINTA

De forma analítica y una vez obtenida el área de la cinta, la velocidad puede ser calculada en función de la cantidad de material a transportar (producción horaria) y de la densidad del mineral.

De donde:

$$\rho.V.A = \text{Producción máx. (Ton/h)}$$

De la cual:

$$V = \frac{\text{Producción máx.}}{\rho * A} \text{ (m/s)}$$

Siendo:

ρ = Peso específico (Ton/m³)

A = Área de la cinta m²

V = Velocidad de transporte m/s

La capacidad máxima de la cinta (producción Max), se determina por la capacidad de llenado en función del área transversal y de su velocidad.

En dependencia del tipo de sección (en función del tamaño y ángulo de los rodillos) se determina el área que ocupara en material:

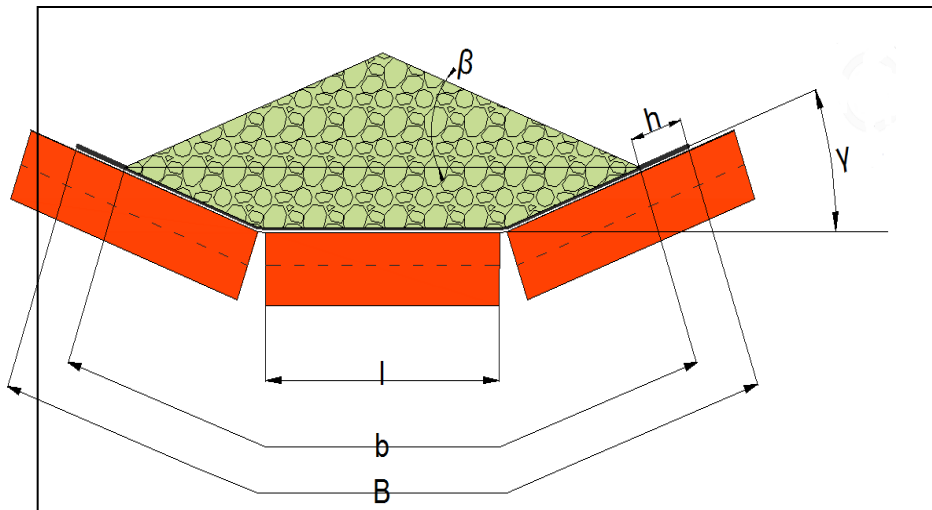


Figura 7.9: Esquema área transversal de la cinta

Dónde:

$$A = \left(l + \frac{b-l}{2} * \cos \lambda \right) * \frac{b-l}{2} * \operatorname{sen} \lambda + \left(\frac{l + (b-l) * \cos \lambda}{2} \right)^2 * \tan \beta \quad (m^2)$$

Siendo:

L= largo de rodillo

b= ancho efectivo

λ= ángulo de canal (estándar)

β= ángulo de reposo del material

B= ancho de la cinta

h= Holgura de la cinta

La variación de la producción entre los primeros y últimos años de funcionamiento de la cinta, muestra un notorio cambio (en dependencia de la producción programada de acuerdo a los cambios de precio del mineral en el mercado), por esta razón se examinan dos cálculos de velocidades con el valor más alto de producción y el

mínimo. Tomando como velocidad estándar la que corresponda a la máxima producción (el cálculo se realiza con una eficiencia de 83% es decir 2988 s/h).

Resumiendo:

Velocidad de la cinta MAX.	2,14 m/s
Velocidad de la cinta MIN.	1,33 m/s
Ancho de Cinta	700 mm
Ancho Efectivo de la Cinta	585 mm
Espacio de Holgura	57,5 mm
Area de la Cinta	0,0524 m ²

Tabla 7.8: Resumen de datos obtenidos

De acuerdo a las características del mineral y al método analítico utilizado, se mantiene una velocidad que oscila entre (1.33 y 2.14) m/s y un tamaño de material de 130 mm y una inclinación de la cinta de 20°.

7.7. RODILLOS

El buen funcionamiento de la cinta transportadora está en dependencia de la estructura sobre la cual van asentados las partes movibles de la cinta (rodillos ramales superior e inferior), ésta se conoce como bastidor y es un armazón metálico diseñado para soportar el peso de los mecanismos más el peso del material.



Figura 7.10: Rodillos ramal superior y bastidor

Fuente: Contitech 1995

7.7.1. Ramal superior

Sobre el armazón se encuentra la estación superior de rodillos los cuales soportarán el ramal superior de la banda cargada con forma de artesa (3 partes con ángulo de 20 °). El rodillo consiste en uno o más rodamientos que permiten que la banda ruede libremente y son los componentes más numerosos del transportador y en general su tarea se reduce a formar y soportar la banda y la carga.

Los rodillos se clasifican según el diámetro, tipo de servicio, condición operativa, carga y velocidad de la banda y estos son:

Rodillos portantes.- Soportan y dan la forma a la cinta.

Rodillos de impacto.- Son la base del ramal superior, donde se deposita el material a ser transportado.

Rodillos de retorno.- Son los que se encuentran en el ramal inferior y sirven para conducir el retorno de la cinta.

En la Tabla 7.9 se muestran valores normalizados del diámetro de rodillos.

Diámetro en mm (Dr)								
Rodillos portantes				88,9	108,0	133,0	159,0	193,7
Rodillos de impacto				156,0	180,0	215,0	250,0	290,0
Rodillos de retorno	120,0	133,0	150,0	180,0	215,0	250,0	290,0	

Tabla 7.9: Diámetro estándar de los rodillos

Fuente: Contitech 1995

7.7.2. Ramal inferior

La estación inferior de rodillos está ubicada bajo la estructura de metal, y es la encargada de soportar el retorno de la banda en vacío (descargada) y normalmente consta de un solo rodamiento horizontal. La alineación de la banda al desplazarse también está en dependencia de su diseño

De la configuración y diseño de ambas dependerá el resultado de transporte y su buen funcionamiento.

Para la selección de rodillos, además de su longitud que está en función del ancho de la cinta, se debe tomar en cuenta su diámetro de acuerdo a sus rpm, que no deben sobrepasar los 600-700 (debido a desgaste y alineación). El cálculo está en función de la velocidad de la cinta, para su cálculo empleamos la siguiente ecuación:

$$n_R = \frac{v \cdot 60}{\pi \cdot D_R}$$

Dónde:

n_R = Numero de revoluciones por minuto

v = Velocidad de la cinta

D_R =Diámetro del rodillo

En la Tabla 7.10 se muestra el cálculo de las rpm de los rodillos tomando en cuenta la velocidad calculada de la cinta (1.38 m/s) y su diámetro (Tabla 6.9).

rpm de rodillos (nR)								
Rodillos portantes				460,5	379,0	307,8	257,5	211,3
Rodillos de impacto				262,4	227,4	190,4	163,7	141,2
Rodillos de retorno	341,1	307,8	272,9	227,4	190,4	163,7	141,2	

Tabla 7.10: Numero de vueltas por minuto de los rodillos

Cálculo de las r.p.m de los rodillos

Para posteriores cálculos se tomarán los rodillos con un diámetro de 88.9mm debido a que cumplen con las condiciones de frecuencia otorgadas por CEMA y por condiciones económicas (menores costos por su tamaño).

7.7.3. Espaciamiento entre rodillos

El espacio entre rodillos dentro del sistema de transporte juega un papel primordial en su buen funcionamiento. Su cálculo es importante porque si los rodillos son colocados con excesiva separación, pueden provocar un mal soporte, lo que desencadenaría en hundimiento de la banda en ciertas partes y provocando derrame de material o su descarrilamiento. Por otro lado, al colocar los rodillos demasiado cerca se necesitará mayor energía para su movimiento conllevando a adquirir motores

de mayor tamaño, incrementando costos de inversión y posterior mantenimiento. El espaciamiento entre los rodillos del ramal superior y del ramal inferior no es el mismo, en el primer caso los rodillos deben tener una separación tal que soporte el peso de las partes que conforman el sistema más el peso del material que será transportado; en el ramal inferior únicamente se tiene el peso de la cinta en vacío.

El espaciamiento entre rodillos del ramal superior está en función de la densidad del material (excavado) y el tamaño máximo de este:

Siendo:

$$l_o \leq 5. (k. \rho)^{-0.2}$$

Dónde:

l_o = Distancia entre rodillos de soporte (m)

k = granulometría Max. de material (mm)

ρ = densidad del material (excavado; t/m³)

El espaciado de los rodillos de retorno esta en función de la distancia de los rodillos portantes y es dos o tres veces su separación (CEMA y Contitech 1995).

$$l_u = 2. l_o \quad m$$

Donde:

l_u = Distancia de los rodillos de retorno, m

De las ecuaciones anteriores se obtiene:

Espaciamiento de rodillos Soporte (LO)	1,64 m
Espaciamiento de rodillos Retorno (Lu)	3,29 m

Tabla 7.11: Espaciamiento de rodillos

La publicación de CEMA sobre la recomendación de espaciado entre rodillos se muestra a continuación. Los valores obtenidos de forma analítica estarían dentro de un rango aproximado:

Espaciado de rodillos de retorno	Ancho de Banda	Espaciado de rodillos de carga fuera de la zona de carga					
		Peso del material manejado en kilogramos por metro cúbico (lbs/pies ³)					
		480 (30)	800 (50)	1200 (75)	1600 (100)	2400 (150)	3200 (200)
m(pies)	m (pulg)	m (pies)	m (pies)	m (pies)	m (pies)	m (pies)	m (pies)
3,0 (10,0)	457 (18)	1,7 (5,5)	1,5 (5,0)	1,5 (5,0)	1,5 (5,0)	1,4 (4,5)	1,4 (4,5)
3,0 (10,0)	610 (24)	1,5 (5,0)	1,4 (4,5)	1,4 (4,5)	1,2 (4,0)	1,2 (4,0)	1,2 (4,0)
3,0 (10,0)	762 (30)	1,5 (5,0)	1,4 (4,5)	1,4 (4,5)	1,2 (4,0)	1,2 (4,0)	1,2 (4,0)
3,0 (10,0)	914 (36)	1,5 (5,0)	1,4 (4,5)	1,2 (4,0)	1,2 (4,0)	1,1 (3,5)	1,1 (3,5)
3,0 (10,0)	1067 (42)	1,4 (4,5)	1,4 (4,5)	1,2 (4,0)	1,1 (3,5)	0,9 (3,0)	0,9 (3,0)
3,0 (10,0)	1219 (48)	1,4 (4,5)	1,2 (4,0)	1,2 (4,0)	1,1 (3,5)	0,9 (3,0)	0,9 (3,0)
3,0 (10,0)	1372 (54)	1,4 (4,5)	1,2 (4,0)	1,1 (3,5)	1,1 (3,5)	0,9 (3,0)	0,9 (3,0)
3,0 (10,0)	1524 (60)	1,2 (4,0)	1,2 (4,0)	1,1 (3,5)	0,9 (3,0)	0,9 (3,0)	0,9 (3,0)
2,4 (8,0)	1829 (72)	1,2 (4,0)	1,1 (3,5)	1,1 (3,5)	0,9 (3,0)	0,8 (2,5)	0,8 (2,5)
2,4 (8,0)	2134 (84)	1,1 (3,5)	1,1 (3,5)	0,9 (3,0)	0,8 (2,5)	0,8 (2,5)	0,6 (2,0)
2,4 (8,0)	2438 (96)	1,1 (3,5)	1,1 (3,5)	0,9 (3,0)	0,8 (2,5)	0,6 (2,0)	0,6 (2,0)

Tabla 7.12: Especificaciones técnicas de CEMA

CEMA- Foundations- Martin Engineering 2009

7.8. CÁLCULO DE CAPACIDAD DE LA CINTA (ANALÍTICA)

La capacidad o producción de la cinta fue analizada en la primera parte de este capítulo Tabla 6.1. De forma analítica la comprobación de la capacidad es la siguiente:

$$Q = A \cdot v \cdot 3600 \quad \text{m}^3/\text{h}$$

Dónde:

A = Área transversal de la cinta ;

v = Velocidad de la cinta

$$Q = A \cdot V \cdot 3600 \cdot \rho \quad \text{Ton/h}$$

Comparando con los resultados anteriores se tiene:

Capacidad Max.	335,60	m ³ /h
	636,37	Ton/h
Capacidad Min.	207,75	m ³ /h
	393,94	Ton/h

Tabla 7.13: Capacidad diaria de la cinta (Analítica)

7.9. CÁLCULO DE RESISTENCIAS A VENCER PARA MOVER LA CINTA TRANSPORTADORA

Para continuar con el diseño del sistema de transporte, es necesario basar los cálculos de tensión y potencia de manera estimativa debido a que no se tiene datos reales (las resistencias a vencer pueden ser calculadas por medios empíricos). Estos datos y su cálculo están en concordancia con los parámetros recomendados por CEMA. Para este propósito se tiene ecuaciones estándar y tabla de valores guía que son usados permanentemente en el modelamiento de sistemas a nivel mundial. Los valores obtenidos aproximados pueden ser aplicados en cálculos más precisos y según como se requieran en el futuro, aun así es aconsejable una mayor investigación en procesos de diseño más exhaustivos.

Es fundamental determinar la potencia requerida para el buen funcionamiento del sistema tomando en cuenta su capacidad de movimiento y frenado además de inclinación del sistema.

7.9.1. Cálculo de Masas / Pesos Unitarios

El cálculo de las resistencias a vencer para lograr el deslizamiento de la cinta sobre los rodillos portantes, se determina conociendo los pesos propios de la banda (incluyendo partes rotatorias) y del material transportado. A continuación se presenta un cálculo basado en el manual de Contitech basado en CEMA:

El peso del material transportado por metro lineal de cinta se calcula a partir de la capacidad de carga de la cinta:

$$m_L = \frac{Q}{3.6 * v} \quad ; \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Dónde:

mL = Peso del material por metro lineal de cinta (kg/m)

Q = Capacidad de la cinta m³/h

v = Velocidad de la cinta m/s

7.9.2. Cálculo de Peso de los Rodillos

El peso de los rodillos rotatorios se calcula de la siguiente forma:

$$m_R = \frac{m_{RO}}{l_O} + \frac{m_{RU}}{l_U} \quad \frac{kg}{m}$$

Dónde:

m_R = Masa de los rodillos portantes

m_{RO} = Masa de los rodillos de soporte. Se calculan con la guía de valores estándar presentada a continuación:

Guía de valores de las masas de los rodillos rotativos (Ramal superior)					
Ancho de la cinta	Diámetro de rodillo	Masa en kg			
mm	mm	1 parte	en V	3 partes	5 partes
700	88,9	5,50	6,30	7,00	
	108,00	8,00	9,00	9,80	
	133,00	10,80	12,10	13,10	

Tabla 7.14: Guía de valores de los rodillos rotativos (Ramal Superior)

CEMA- Foundations- Martin Engineering 2009

El cálculo se realiza a partir del valor del diámetro de rodillo de 88.9 mm y del ancho de la cinta. (Calculado anteriormente).

l_o = Espaciamiento de rodillos del ramal superior, m

m_{RU} = Masa de rodillos de retorno, valor obtenido por guía estándar:

Guía de valores de las masas de los rodillos rotativos (Ramal inferior)				
Ancho de la cinta	Diámetro de rodillo	Diámetro del disco	Masa en kg	
mm	mm	mm	1 parte	2 o mas secciones
700	51,00	133,00	6,80	8,10

Tabla 7.15: Guía de valores de los rodillos rotativos (Ramal Inferior)

CEMA- Foundations- Martin Engineering 200

El valor referencial está en función del ancho de la cinta

l_U = Espaciamiento de rodillos del ramal inferior, m

Se debe tomar en cuenta que el peso del rodillo se concentra principalmente en el tubo central interno, es por eso que se debe hacer un cálculo de reducción equivalente a:

$$m_{R_{red}} = 0.9 * m_R \quad ; \quad \frac{kg}{m}$$

7.9.3. Peso de la cinta

El peso de la cinta es el resultado del peso de la tensión sobre ella más el peso de la cinta. Para esto el cálculo en una primera evaluación puede ser estimativo usando formulas estándar y una guía de valores. En la Figura 7.11 se muestra una guía de valores de donde se va a determinar un valor aproximado de peso de la cinta por m².

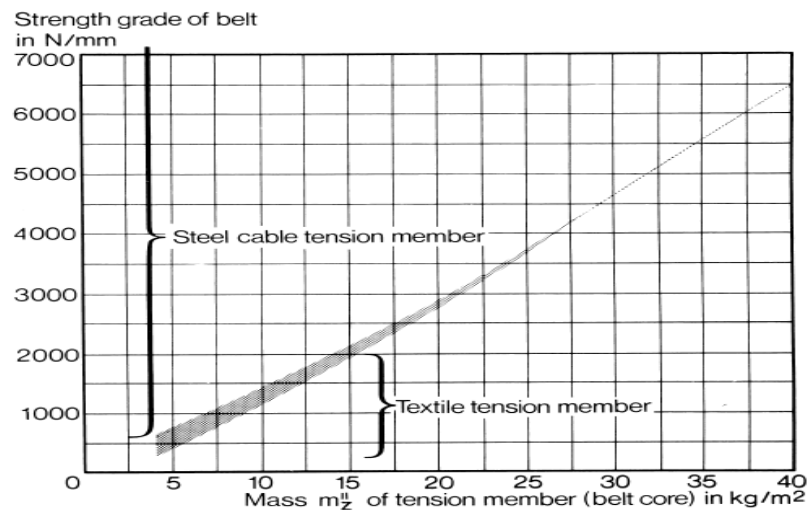


Figura 7.11: Guía de valores para definir el peso de cinta por m²

CONTITECH- Foundations- 2005

El valor estimativo con que se va a trabajar es el valor promedio tomado de la guía de valores.

$$m_z = 20$$

$$\frac{kg}{m^2}$$

Dónde:

m_z = Peso de la cinta por metro cuadrado

El cálculo del espesor de la cinta está definido por:

$$m_D = \rho_D * (S_2 + S_3)$$

$$; \frac{kg}{m^2}$$

Dónde:

m_D = Peso del espesor de la cinta (superior e inferior), $\frac{kg}{m^2}$

ρ_D = Densidad de la cinta se asume el valor estándar de 1.1 kg/dm³

S_2 = Espesor superior de la cinta (valores estándar), mm

S_3 = Espesor inferior (valores estándar), mm

7.9.4. Peso de la cinta

El peso de la cinta se define por el peso de sus partes por el ancho de cinta:

$$m_G = (m_2 + m_D) * B \quad ; \frac{kg}{m}$$

De lo anterior se obtiene:

Peso del material por metro lineal de cinta	(mL)	82,47	kg/m
Peso de los rodillos	(m'R)	15,23	kg/m
Peso de los recubrimientos	(m"D)	25,30	kg/m ²
Peso de la carcasa	(m"z)	20,00	kg/m ²
Peso de la cinta	(m'G)	31,71	kg/m
Peso de los órganos giratorios	(m'R red)	13,71	kg/m

Tabla 7.16: Resumen de las características de los rodillos

7.9.5. Coeficiente de Resistencia F

El coeficiente de resistencia o de rozamiento se define por la relación entre el peso de las resistencias a vencer para el movimiento de la cinta cuando ésta va cargada o descargada. La influencia del ramal superior o inferior en el valor del coeficiente depende del tipo de material que transporta, granulometría del material, ángulo de artesa de la cinta, distancia entre rodillos. El coeficiente de rozamiento sobre la cinta es el resultado de la sumatoria de las resistencias a vencer para su desplazamiento, en la guía de valores estándar para sistemas ascendentes se tiene:

Coeficiente de rozamiento						
Sistemas ascendentes, horizontales o ligeramente descendentes	f con V en m/s					
	1	2	3	4	5	6
Sistema estandar (fricción interna promedio)	0,016	0,017	0,017	0,018	0,020	0,022
Sistema bien diseñado sin problemas de rozamiento(bajo ángulo de fricción)	0,014	0,014	0,015	0,016	0,017	0,019
Operaciones desfavorables (alto ángulo de fricción interna- mayor inclinación)	0,023 a 0,027					

Tabla 7.17: Guía de valores estándar de coeficiente de rozamiento

CONTITECH- Foundations- 2005

Para sistemas descendentes se tiene:

Coeficiente de rozamiento		
Sistemas descendentes (mayor frenado)	f	
Sistema bien diseñado y condiciones de operación normales (material con bajo a medio fricción interna)	0,012 a 0,016	

Tabla 7.18: Guía de valores estándar de coeficiente de rozamiento

CONTITECH- Foundations- 2005

Para cálculos posteriores se tomarán los valores de 0.017 para sistemas ascendentes y 0.016 para sistemas descendentes.

La temperatura del ambiente tiene mucha influencia, y, para un cálculo más exacto se considera un factor adicional que debe ser multiplicado por f , (Teniendo en cuenta que la temperatura promedio a la que va a trabajar en la zona de estudio es de 10° a 20°.

Coeficiente C_T

Influencia de la temperatura						
Temperatura °C	20	10	0	-10	-20	-30
Factor CT	1	1,01	1,04	1,1	1,16	1,27

Tabla 7.19: Coeficiente de temperatura

7.9.6. Coeficiente C

Este coeficiente se deduce empíricamente y depende de la longitud del transporte, tiene el propósito de corregir los errores de cálculo que se cometen al definir las resistencias de las partes rotatorias, cuando no se conocen sus valores y se trabaja con valores estimativos (como es el caso), debido a la posibilidad de omisión de resistencias que se pueden presentar a lo largo de la cinta. Para evaluaciones más a detalle se puede omitir este valor debido a que se tendrán en cuenta todas las resistencias.

Coeficiente C depende del largo de la cinta					
L (m)	C	L (m)	C	L (m)	C
80	1,92	250	1,38	700	1,14
90	1,86	300	1,31	800	1,12
100	1,78	350	1,27	900	1,10
120	1,70	400	1,25	1.000	1,09
140	1,63	450	1,22	1.500	1,06
160	1,56	500	1,20	2.000	1,05
180	1,50	550	1,18	2.500	1,04
200	1,45	600	1,17	5.000	1,03

Tabla 7.20: Coeficiente de corrección de cálculos en dependencia de la longitud de la cinta

Fuente: CONTITECH 2005

7.10. RESISTENCIAS A VENCER

La definición de las resistencias a vencer para el movimiento de la cinta transportadora estará definida por secciones en dependencia de la inclinación que tome ésta respecto a la topografía del sector (ascendente o descendente)

7.10.1. Resistencia Dinámica a Vencer

La resistencia total a vencer F, se calcula con los coeficientes f y C:

$$F = C * f * L * [m_R + (2*m_C + m_L) * \cos\delta] * g + H * m_L * g \quad ; N$$

Dónde:

L = Largo de la cinta (secciones), m

δ = gradiente máxima del material (18°)

g = gravedad, m/s²

H = altura de la cinta, m

La resistencia total a vencer para lograr el movimiento de la cinta puede ser calculado a través de sus componentes.

7.10.2. Resistencia Primaria F_H

Esta resistencia ocurre en la plaza superior e inferior de la cinta normalmente sin carga y es independiente de la altura a la que se encuentra la cinta y equivale a una fuerza de fricción.

$$F = f * L * [m_R + (2*m_G + m_L) * \text{Cos}\delta] * g \quad ; \text{ N}$$

7.10.3. Resistencia secundaria F_N

Este depende de las fuerzas de fricción y aceleración en el área de alimentación de mineral sobre la cinta y se puede expresar por el coeficiente C como una fracción de la resistencia primaria. Se calcula para cintas de longitud mayor a 80m.

$$F_N = (C-1) * F_H \quad ; \text{ N}$$

7.10.4. Gradiente de resistencia F_{St}

Si se toma en cuenta que la cinta transportadora incluyendo masas transportadas y partes movibles como un todo, el gradiente de resistencia resulta de las fuerzas de caída de las masas del material a cargar y de la presión que ejerce la plaza superior de la cinta contra la plaza inferior.

$$F_{St} = H * m_L * g \quad ; N$$

Adicionalmente existen fuerzas de resistencia especial (F_S) como el rozamiento del faldón con el sistema de movimiento, la resistencia de los rascadores. Estas pueden determinarse con valores guía o datos técnicos estándar.

Como resultado obtenemos una sumatoria de resistencias total comprobando la resistencia total a vencer calculada en la primera parte:

$$F = F_H + F_N + F_{St} + F_S \quad ; N$$

El cálculo de las resistencias se indica en el ANEXO E (Tramos de la cinta y cálculo de resistencias).

A continuación se procede con el cálculo de las componentes de la resistencia primaria (plaza superior y plaza inferior). Los coeficientes f_o , f_u pueden ser tomados aproximados o iguales a f

$$F_{Ho} = f_o * L * [m_{Ro} + (m_G + m_L) * \cos \delta] * g \quad ; N$$

$$F_{Hu} = f_u * L * (m_{Ru} + m_G + m_L * \cos \delta) * g \quad ; N$$

Dónde:

F_{Ho} = Resistencia total sobre la plaza superior

F_{Hu} = Resistencia total sobre la plaza inferior

La gradiente de resistencia también puede ser considerada por separado (componentes), por plaza superior y plaza inferior.

$$F_{Sto} = H * (m_G + m_L) \quad ; N$$

$$F_{Stu} = -H * m_G * g \quad ; N$$

Dónde:

F_{Sto} = Gradiente de resistencia en la plaza superior

F_{Stu} = Gradiente de resistencia en la plaza inferior

Las componentes de las resistencias dinámicas se muestran a continuación:

$$F_o = f_o * L * [m_{R_o} + (m_G + m_L) * \text{Cos}\delta] * g + H * (m_G + m_L) * g \quad ; \text{ N}$$

$$F_u = f_u * L * (m_{R_u} + m_G + m_L * \text{Cos}\delta) * g - H * m_G * g \quad ; \text{ N}$$

F_o = Resistencia dinámica en la plaza superior

F_u = Resistencia dinámica en la plaza inferior

Finalmente el cálculo de la masa de la cinta por secciones se obtiene aplicando:

$$m_n = (m_R + m_G + m_L) * L \quad ; \text{ kg}$$

7.10.5. Potencia Requerida

La potencia de accionamiento que se requiere para vencer las resistencias antes mencionadas se calcula de la siguiente forma:

$$P_{Tr} = \frac{F}{1000} * v \quad ; \text{ kW}$$

La capacidad del motor que debe ser instalada para que puede ser impulsado el sistema resulta del poder requerido P_{Tr} en relación con la potencia mecánica.

Para su cálculo se debe tomar en cuenta el tipo de resistencia que se tiene. Cuando la resistencia dinámica es positiva se calcula con:

$$P_M = \frac{P_{Tr}}{\eta^+} \quad ;kW$$

Cuando la resistencia dinámica es negativa se calcula con:

$$P_M = P_{Tr} * \eta^- \quad ;kW$$

Siendo:

η^+ y η^- = Coeficiente de eficiencia mecánica en función del sistema de accionamiento (valores estándar)

En la Tabla 7.21 se indican los valores de eficiencia mecánica. Para efectos de cálculo se van a utilizar los valores correspondientes a 1 para valores de F positivos, y 0.94 para valores de F negativos.

Eficiencia	Impulso del sistema de transporte		Frenado del sistema de
	Una sola polea motriz η^+	Poleas motrices multiples η^+	η^-
Impulso con un motor de polea	1,0	-	0,95 -1,0
Impulso con transmisión secundaria	0,9	0,9	
Transmisión y embrague	0,9	0,9	
Con motor de bomba hidráulica	0,9	0,8	

Tabla 7.21: Coeficiente de impulso y frenado del sistema de transporte

Fuente: CONTITECH 2005

Los valores obtenidos son estimativos debido a que no se tiene datos ingenieriles concretos, por esta razón a continuación se muestra la Tabla 7.22 con valores estándar de potencia nominal de motores reales basados en DIN 42 973.

Potencia nominal en kW		
1,5	22	160
2,2	30	200
3	37	250
4	45	315
5,5	55	400
7,5	75	500
11	90	630
15	110	
18,5	132	

Tabla 7.22: Potencia nominal

Fuente: CONTITECH 2005

Para alcanzar una operación favorable y escoger el tipo de motor acorde a los requerimientos, es decisivo calcular un factor de partida K_A , además se requiere calcular un factor de frenado K_I que viene expresado en tablas (el tipo de motor para efectos de cálculo en esta primera evaluación no es sustancial, pero si el cálculo de estos factores para operaciones posteriores).

Cálculo del factor de frenado	
Sistemas de transporte, sistemas de descenso de larga distancia, sistemas de puesta en marcha sin carga	menor a 1.3
Sistema estandar	1,3-1,5
sistemas con alta fricción	sobre 1,5

Tabla 7.23: Cálculo del factor de frenado

Fuente: CONTITECH, 2005

$$K_A = K_I * \frac{P_M}{n}$$

Siendo:

K_A = Factor de partida

K_I = Factor de frenado

El factor K_A será de utilidad para cálculos posteriores.

7.11. FUERZA PERIFÉRICA

La fuerza periférica actúa sobre los rodillos para superar las resistencias dinámicas antes calculadas.

$$F_U = F = \frac{P_{Tr}}{v} * 1000 \quad ; N$$

La fuerza periférica puede actuar sobre la cinta y distribuirse sobre uno o más rodillos actuantes.

La tensión de la cinta en el lado de entrada y en el lado de salida del sistema de los rodillos impulsadores es decisiva para cálculos posteriores. La mayor tensión de la cinta generalmente se genera en T_1 en el lado de entrada, afectando la resistencia a la tracción de la cinta transportadora, por otro lado la tensión T_2 en el lado de salida, determina la potencia de transmisión necesaria. El objetivo de su cálculo es determinar la magnitud necesaria de las tensiones de entrada y salida, y tener un movimiento impecable de la cinta.

Para que exista movimiento, la tensión T_1 debe ser mayor que T_2 (sistema horizontal y ascendente) y en consecuencia la fuerza periférica será positiva (debido a que no se necesita fuerza de frenado). En el caso de cintas descendentes la fuerza periférica será negativa (porque se necesita fuerza que frene el sistema para mantener la aceleración). Sin tomar en cuenta si el sistema de movimiento es de un solo rodillo y de varios.

En la figura 7.12 se muestran las tensiones que actúan sobre la cinta

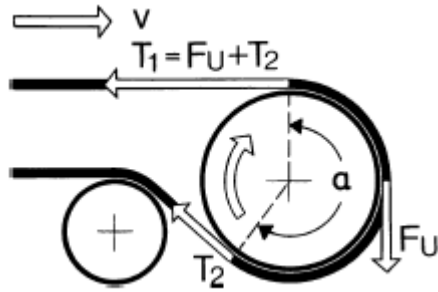


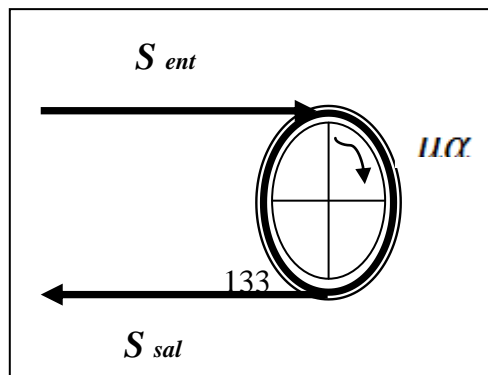
Figura 7.12: Tensiones que actúan sobre la cinta

Para el accionamiento de la banda sobre el tambor motriz se deben tener en cuenta las tensiones de tracción que se generan sobre ella ($T_1 > T_2$). A lo largo del perímetro del tambor motriz aumenta la tensión de la banda. Para que exista el movimiento de una correa transportadora, las tensiones anteriormente mencionadas deben cumplir la siguiente condición:

$$\frac{T_1}{T_2} \leq e^{\mu\alpha}$$

Dónde:

$e^{\mu\alpha}$ = Fórmula de Euler



$$S_{ent} = S_{sal.}$$

Dónde:

α = Angulo de la envolvente

μ = Coeficiente de fricción

e = Base natural

Para el cálculo de tensiones se utilizan formulas estandarizadas por CEMA

Cálculo de tensiones			
	Tensión de entrada	Tensión de salida	Fuerza periférica
	N	N	N
Fuerza periférica en movimiento ascendente	$T_1 = F_u * C_1$	$T_2 = F_u * C_2$	$F_u = T_1 - T_2$
Fuerza periférica en movimiento descendente	$T_1 = F_u * C_2$	$T_2 = F_u * C_1$	$F_u = T_1 - T_2$

Tabla 7.24: Cálculo de tensiones

Siendo:

$$C_2 = \frac{1}{e^{\mu\alpha} - 1}$$

$$C_1 = 1 + \frac{1}{e^{\mu\alpha} - 1}$$

El ángulo de la envolvente más común es de 210° y considerando las tablas se tiene a continuación (Coeficiente de Fricción y valores de C1), obteniéndose así:

Calculo de C1	Calculo de C2
$C_1 = 1 + \frac{1}{e^{\mu\alpha} - 1}$	$C_2 = \frac{1}{e^{\mu\alpha} - 1}$
$C_1 = 1 + \frac{1}{e^{0.4 \times 210^\circ} - 1}$	$C_2 = \frac{1}{e^{0.4 \times 210^\circ} - 1}$
C1= 1,30	C2= 0,30

Tabla 7.25: Coeficiente para el cálculo de tensiones

A continuación en las tablas se indican los valores normalizados por CEMA

Coeficiente de fricción μ				
Condiciones operacionales	Rodillos de acero sin revestimiento resistentes al oxido	Rodillos con revestimiento de caucho con ranuras y	Poliuretano, caucho duro ligeramtne corrugado espesor	Cerámica porosa espesor 11mm
Operación en seco	0,35 - 0,4	0,4 - 0,45	0,35 - 0,4	0,4 - 0,45
Operación en Húmedo	0,1	0,35	0,35	0,35
Operación húmeda (arcilla-limo)	0,05 - 0,1	0,25 - 0,3	0,2	0,35

Tabla 7.26: Coeficiente de fricción

Fuente: CONTITECH, 2005

Valores de C1									
Angulo de la envolvente en °	Coeficiente de fricción μ								
α	0,1	0,15	0,2	0,25	0,3	0,35	0,4	0,45	0,5
170	3,9	2,78	2,23	1,91	1,69	1,54	1,44	1,35	1,29
180	3,7	2,66	2,15	1,83	1,64	1,5	1,4	1,32	1,26
190	3,55	2,55	2,06	1,77	1,59	1,46	1,36	1,29	1,23
200	3,41	2,45	1,99	1,71	1,54	1,42	1,33	1,26	1,21
210	3,28	2,36	1,93	1,67	1,5	1,38	1,3	1,24	1,19

Tabla 7.27: Coeficiente de cálculo de tensiones C1 en función de coeficiente de fricción

Fuente: CONTITECH, 2005

En el ANEXO F se muestran los cálculos de acuerdo a los datos obtenidos anteriormente y aplicando estas ecuaciones.

7.11.1. Fuerza de partida y fuerza de parada

Las fuerzas de partida y de parada (frenado) en las cuales la velocidad cambia, resultado de la aceleración o de la desaceleración son operaciones temporarias que, además de ser afectadas por las resistencias dinámicas indicadas anteriormente, están involucradas con las fuerzas de inercia de todas las masas implicadas en el movimiento conocidas como fuerzas periféricas FUA y FUB, de partida y frenado respectivamente. Cabe indicar que el coeficiente de frenado para el cálculo de la FUB es despreciable.

La fuerza de partida FUA está condicionada por el tipo de motor además del factor de partida KA. Obteniendo así:

$$F_{UA} = \frac{P_{Mnom} * \eta * K_A * 1000}{v} ; N$$

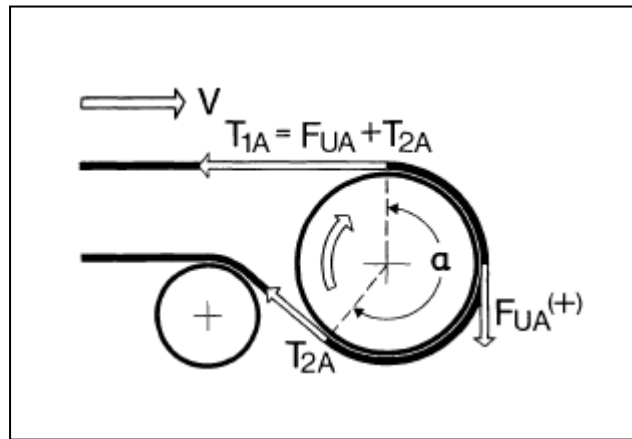


Figura 7.13: Fuerza de partida

Se debe tomar en cuenta que la fuerza periférica F_{UA} y las tracciones de accionamiento resultantes son determinadas a partir de la capacidad de los motores que se encienden en la puesta en marcha. El cálculo de las tensiones resultantes se indica a continuación:

$$T_{2A} = F_{UA} * c_2 ; N$$

$$A = T_{2A} * F_{UA} ; N$$

La determinación de la aceleración está en dependencia de las resistencias dinámicas y de la suma de las masas que van a sufrir la aceleración:

$$a_A = \frac{F_{UA} - F}{(m_L + m_{R_{red}} + 2 \cdot m_G) \cdot L} \quad ; \text{ m/s}^2$$

En función de la aceleración obtenida se realiza la corrección de la fuerza periférica (esta no varía de manera significativa):

$$F_{UA} = a_A \cdot (m_L + m_{R_{red}} + 2 \cdot m_G) \cdot L + F + \dots$$

La fuerza periférica FUB depende de la desaceleración, que es el tiempo de ejecución o la inactividad de la cinta, esto para prevenir el sobrellenado. Para efectos de cálculo el FUB es la fuerza contraria de FUA. Para la determinación de estos parámetros se toman las mismas ecuaciones anteriores.

$$F_{UB} = -\left(\frac{P_{M_{nom}} \cdot \eta}{v} \cdot K_A \cdot 1000\right) \quad \text{N}$$

$$T_{1B} = T_{2A} + F_{UB} \quad \text{N}$$

$$T_{2B} = F_{UB} \cdot c_2 \quad ; \dots$$

De la misma forma con la aceleración (que representa la desaceleración):

$$a_B = \frac{F_{UB} - F}{(m_L + m_{R_{red}} + 2 \cdot m_G) \cdot L} \quad ; \text{ m/s}^2$$

De igual manera con la corrección:

$$F_{UB} = a_B * (m_L + m_{R_{red}} + 2 * m_G) * L + F + \dots ;$$

Partiendo de ésta se recalculan las tensiones para tener valores más aproximados y la aceleración. (ANEXO E).

El valor de FUB puede dar lugar a tensiones demasiado altas de la cinta ocasionando un sobredimensionamiento injustificado del sistema. Siendo ese el caso, la fuerza periférica transmisible puede determinarse con la tensión de la correa:

$$F_{UB} = - T_{2B} * c_1 ; \dots$$

Y con ésta recalcular la desaceleración con la fórmula anterior para finalmente obtener:

$$t_B = - \frac{v}{a_B} ; S$$

Dónde:

t_B = tiempo de desaceleración (tiempo que tarda la correa en llegar a aceleración “0”)

Los cálculos anteriormente establecidos son la guía para conocer el tipo de cinta que se requiere para el sistema analizado.

7.12. ELECCIÓN DEL TIPO DE CORREA

La correcta elección del tipo de correa transportadora que se va a requerir para el sistema, es fundamental debido a que ésta representa la parte más considerable en cuanto al costo de inversión, tomando en cuenta que son un factor de gran importancia en la productividad de la planta en general.

En el mercado existe gran variedad de cintas transportadoras en dependencia del uso y del tipo de material a transportar.

La banda en general está compuesta de dos partes: el armazón interno y los recubrimientos exteriores

El armazón interno contiene el componente tensor cuya función principal consiste en transmitir la tensión suficiente para mover la cinta cargada y absorber la energía de impacto al momento de cargar la banda con el material. También proporciona la estabilidad entre los rodillos y la cinta para mantener la alineación del transportador. Los armazones en su mayoría están hechos de capas de tela tejida, pueden ser estos de algodón natural o fibras artificiales como nylon, poliéster o una combinación de ambas. También existen bandas con armazón de cables de acero.

Los recubrimientos son los encargados de proteger el armazón de posibles deterioros que pueda sufrir la banda (desgaste por impacto). Estos no proporcionan ninguna fuerza estructural a la banda. Estos deben ser lo suficientemente gruesos para proteger al armazón durante toda su vida útil.

Los recubrimientos pueden estar hechos de elastómeros como cauchos naturales, cauchos sintéticos, PVC y materiales que en especial resistan al fuego, aceite y a abrasión.

Del tipo de cinta va a depender el buen funcionamiento del sistema, tiempos de mantenimiento que se requieren, tiempos de instalación y sobretodo el costo de inversión que demanda. La relación que existe entre recubrimiento y armazón (para que el encogimiento de la banda este en relación al desgaste de la banda), es de 1.5 a 1 para bandas de hasta 9mm como es el caso de la banda en estudio.

Existen varias características que se debe elegir al momento de la selección de una banda transportadora como tipos de borde, grosor entre recubrimiento superior e inferior, límite de combadura o arco, superficie de la banda, marca del fabricante. Las especificaciones correctas del tipo de banda a utilizar son de vital importancia. Es por esta razón que el detalle ingenieril de la aplicación de este estudio se deja en manos de un especialista con el objetivo de aprovechar al máximo el rendimiento que brinda un sistema de estas magnitudes aprovechando su máxima vida útil y el menor costo de inversión.

Para la correcta elección del tipo de banda se debe tener presente que se clasifican de acuerdo a su fuerza y tracción que soportará. La fuerza de la banda en dependencia del país de su construcción se calcula como PIW (lb/pulg de ancho) o en resistencia a la ruptura en N/mm o kN/m. Para efectos de cálculo, anteriormente se calcularon las tensiones que soportara la banda del sistema planteado.

Otros factores importantes que se deben considerar antes de hacer la elección de la cinta, es el radio mínimo de curvatura que puede soportar la banda en relación al diámetro de las poleas, esto debido al soporte curvatura que soporte el armazón interno de la banda para impedir principalmente el deterioro más rápido de la cinta.

La banda también debe estar diseñada en relación al ángulo de canal que se ha seleccionado para el sistema. Exceder su ángulo de canal puede causar una deformación permanente, daño a los recubrimientos superior e inferior, y afectar la alineación del sistema además de dificultar el mantenimiento de la misma.

En la Tabla 7.28 se muestran los tipos de bandas regularizadas por CEMA y DIN.

Tipo de Material de la Banda	Símbolo	Propiedades y Aplicaciones	Tipos de Bandas mas Usados
Algodón	B	Fibra natural :Sensible a la humedad: Relativametre menor fuerza y elongación. No propicio para cargas pesadas. De poco uso	B60
Aramida(fibra sintetica resistente al calor)	D	Completamente sintético: Fibra sintética muy fuerte y poca elongación (parecida al acero). Aplicada en muchos casos, presenta muchas ventajas gracias a su fibra sintética no inflamable y a su alta resistencia . Necesita de poco	
Polyester (elastómero plástico)	E	Completamente sintética: Muy fuerte con excelentes condiciones de elongación, gran capacidad de trabajo. Soporta materiales con condiciones acidas y alcalinas. Debilidad frente a la humedad. Excelente frente a materiales calientes	EP63 EP100 EP125 EP160 EP200 EP250 EP315 EP400 EP500 EP630 E100
Polamyde (Nylon)	P	Completamente sintético: Resistencia humeda y seca . Resistente a la humedad y quimicos, menos propicio a desgarrs con cargas grandes y distancias largas. Soporta excesivos descargas sobre ella	Pb315 Pb400 Pb500 Pb630
Reyon (seda artificial)	R	Semisintética: Fuerte pero raramente usado debido a sus propiedades. Perdida de fuerza frente a humedad.	
Cables de acero	St	Anticorrosivo: Varios tipos de cintas especiales para cada caso, muy fuerte y poca elongación, una de las ventajas trabaja bien en largas distancias. Gran capacidad. Buen soporte con poca deformación	St500 St630 St800 St1600 St3150 St4000

Tabla 7.28: Tipos de bandas regularizadas por CEMA y DIN.

Fuente: Contitech 2005

De la tabla anterior se va a escoger de manera empírica la cinta de polyester, debido a que es la más recomendable para largas distancias, presenta gran capacidad de resistencia, es anticorrosiva y soporta grandes cantidades de material sufriendo poca deformación, asegurando (en dependencia del mantenimiento) una larga vida útil, lo que representa menores costos de inversión. Dentro de las cintas de Poliéster y Poliamida existe gran variedad en relación a su ancho, capacidad de soporte y

resistencia. Para su selección es necesario obtener las resistencias que debe soportar la banda para el sistema en estudio.

El cálculo de la resistencia nominal de cada tramo de cinta que se indica en el ANEXO E, es un parámetro necesario que indica el valor máximo de la resistencia que debe soportar la cinta. En el análisis técnico se tiene una resistencia nominal máxima de 613N/mm. Este dato es comparado con la Tabla 7.29 estandarizada por CEMA:

Datos técnicos tipo de cintas con Polyester				
Tipo E (poliester superior) P (polamida inferior)		Resistencia nominal a la rotura N/mm	Recubrimientos	Peso con recubrimientos en grado abrasivo kg/m ²
EP	250/2	250	2+1,5	6,7
EP	400/3	400	3+1,5	8
EP	500/4	500	4+2	10,7
EP	630/5	630	4+2	11,7
EP	315/2	315	3+1,5	9,4
EP	500/3	500	4+2	10,3
EP	630/4	630	4+2	11,5
EP	800/5	800	4+2	12,7
EP	400/2	400	4+2	11
EP	630/3	630	4+2	11,2
EP	800/4	800	4+2	12,7
EP	1000/5	1000	5+3	15,3
EP	800/3	800	4+2	11,8
EP	1000/4	1000	5+3	15,7
EP	1250/5	1250	5+3	17,5
EP	1000/3	1000	5+3	14,7
EP	1250/4	1250	5+3	16,6
EP	1600/5	1600	6+4	20,7
EP	1250/3	1250	5+3	15,8
EP	1600/4	1600	6+4	20,4
EP	2000/5	2000	7+4	23,8
EP	2000/4	2000	7+4	24,32
EP	2500/5	2500	8+4	28,4

Tabla 7.29: Tipos de cintas de polyester

Fuente: Contitech 2005

De acuerdo a la tabla anterior y a los datos obtenidos, el tipo de cinta que se utilizará será una cinta con capacidad de soporte de 630 N/mm que cuente con las características de la tabla anterior. La cinta escogida es una Tipo EP de 3 telas de 4 mm (cada una) en la parte superior y 2 mm en la parte inferior

7.13. TRITURACIÓN

El mineral en el acopio está sujeto a variaciones de tamaño en función de la calidad de la voladura y de la calidad y tipo de roca. Este material para ser transportado por el sistema de correas debe ser reducido a la granulometría estipulada anteriormente, convirtiéndose este paso en la trituración primaria del mineral.

Dependiendo de las condiciones operacionales, tamaño de alimentación, capacidad, dureza, etc., siempre existen algunas opciones para la selección del chancador primario. Para efectos del estudio y debido a que se trata de la trituración primaria del mineral, la evaluación de costos a continuación se realizará con un chancador de mandíbulas (acordado con CODELCO):

A continuación en la Figura 7.14 se indican los tipos de canchadores que pueden ser utilizados en la trituración primaria:

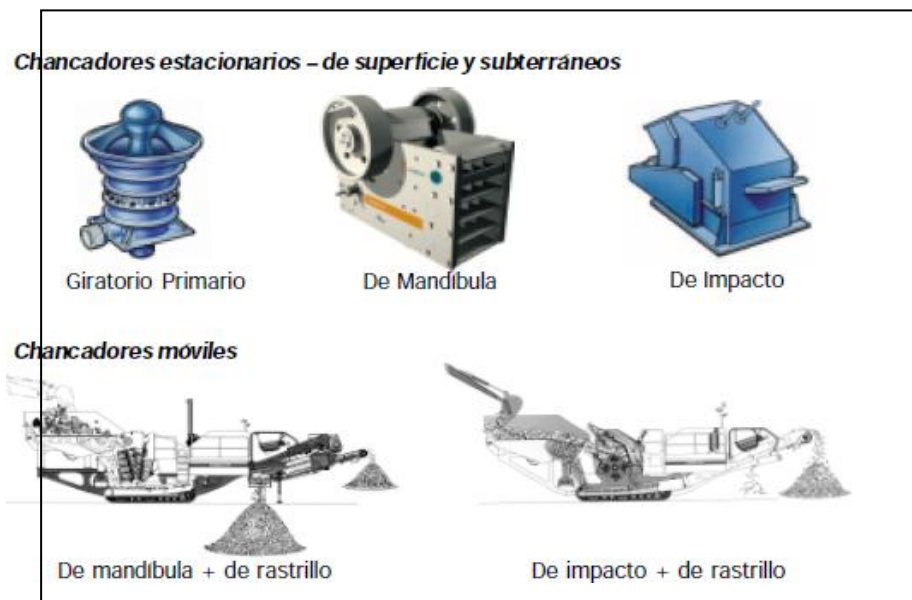


Figura 7.14: Tipos de chancadores

Fuente: METSO –Conocimientos básicos del procesamiento de minerales 2009

Para la selección del chancador más adecuado y su dimensionamiento, es importante conocer el tamaño máximo del material con el cual será alimentado. El dimensionamiento adecuado no es sencillo. En la Figura 7.15 se muestra una guía de valores:

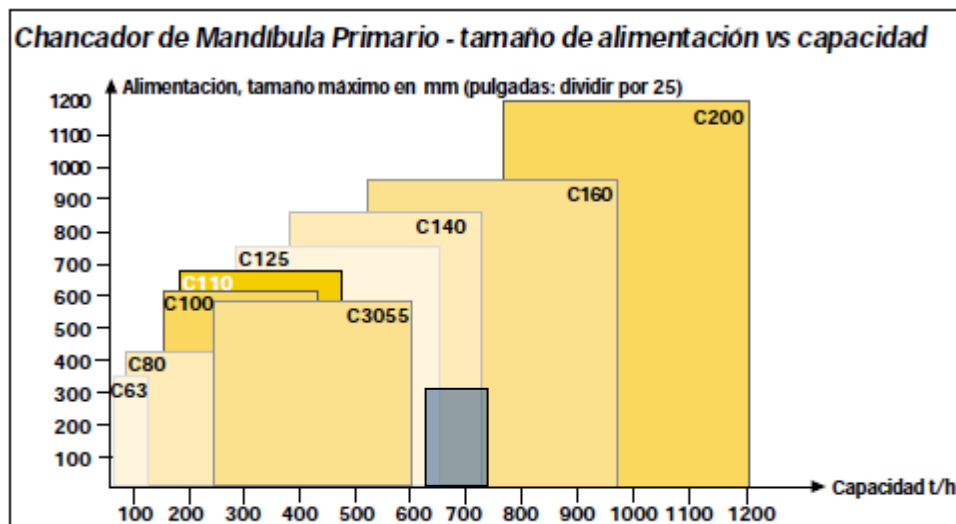


Figura 7.15: Chancador primario de mandíbulas

Modelo	Alto(H)	Largo(L)	Ancho (W)	Peso	kw/hp
	mm (pulg)	mm (pulg)	mm (pulg)	Ton	Potencia Max
C 63	1600(63)	1950(77)	1390(55)	6,05	45/60
C 80	1700(67)	2020(80)	1565(62)	7,52	75/100
C 100	2400(95)	2890(113)	2250(89)	20,1	110/150
C 105	2050(81)	2630(104)	1920(76)	13,5	110/150
C 110	2670(105)	2830(112)	2385(94)	25,06	160/200
C 125	2900(114)	3370(133)	2690(106)	36,7	160/200
C 140	3060(121)	3645(144)	2890(114)	45,3	200/250
C 145	3330(131)	3855(152)	2870(113)	53,8	200/250
C 160	3550(140)	4200(165)	3180(125)	68,6	250/300
C 200	4220(166)	4870(192)	3890(153)	118,4	400/500
C 3055	2400(95)	2920(115)	2550(100)	25,5	160/200

Tabla 7.30: Características técnicas chancadores de mandíbulas

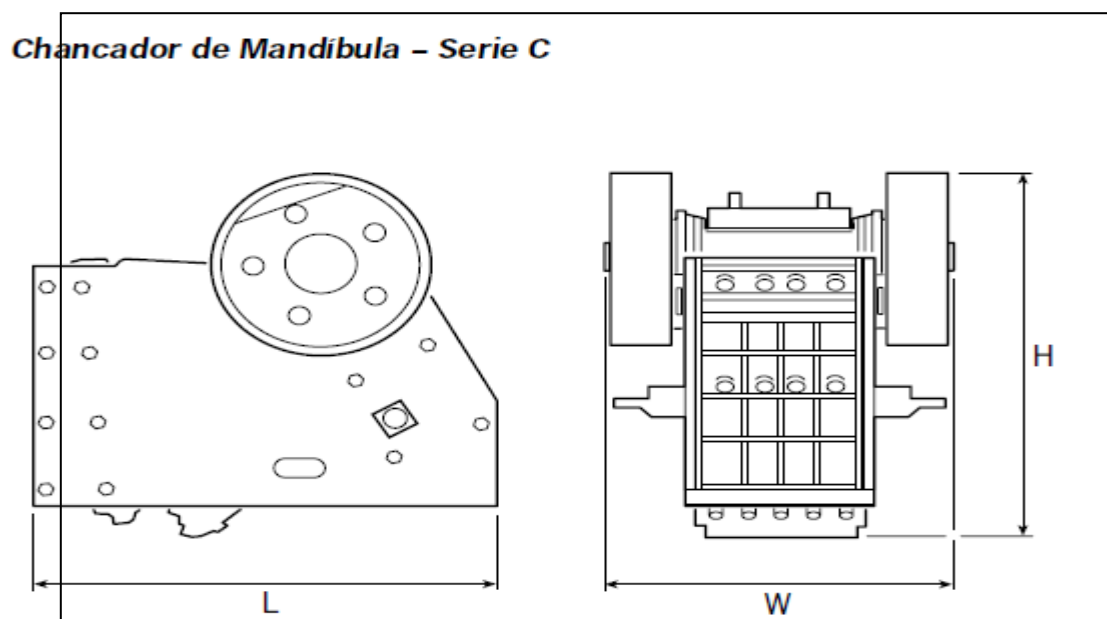


Figura 7.16: Diagrama chancador de mandíbulas

Fuente: METSO –Conocimientos básicos del procesamiento de minerales 2009 Hoja de Datos técnicos

De acuerdo a los datos obtenidos en la hoja de datos anterior el tipo de chancador en función de la capacidad de producción por hora (Tabla 7.13) y el tamaño de grano de alimentación, se va a requerir un modelo C140.

7.13.1. Control de Tamaño

El control de tamaño es un proceso de separación en función del tamaño de grano. El mineral desde el tajo tiene diferentes diámetros, los trozos grandes pueden provocar atascamientos causando daños en el equipo afectando la producción. Utilizando el control óptimo de tamaño, el resultado puede mejorar tanto en cuanto a la capacidad, como al tamaño y forma de la partícula. Por esta razón es necesario tener un separador de materiales que permita su selección.

Para el control de tamaño de la primera entrada (chacador primario) se tiene el método del harneado, que utiliza un patrón geométrico para su control. A continuación en la Figura 7.17 se muestran los diseños de harneado.

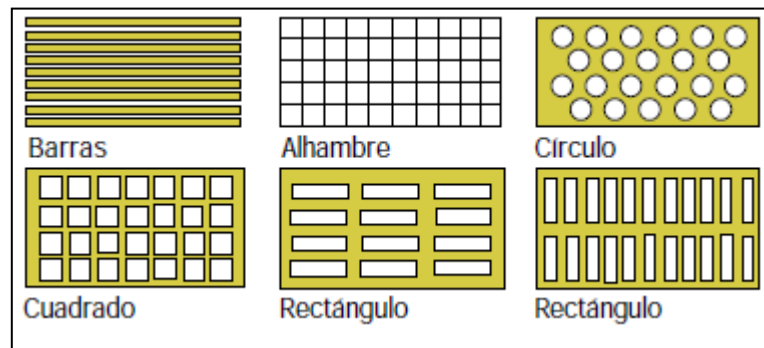


Figura 7.17: Tipos de harneado

Fuente: METSO –Conocimientos básicos del procesamiento de minerales 2009 Hoja de Datos técnicos

El tamaño de material que debe pasar por el harneado debe ser hasta 750 mm de diámetro tal como se indica en la Figura anterior.

7.14. EQUIPO DE APOYO

Una de las operaciones que se debe tomar en cuenta es la alimentación del chancador.

Se ha considerado para la evaluación el arriendo de este equipo.

En la Tabla 7.31 se muestran los cálculos para la obtención de maquinaria necesaria.

Tiempo de ciclo	60,00 min
Ciclo básico	0,50 min
Ciclos/h (83% eficiencia)	99,60 ciclos /h
Capacidad horaria	636,36 Ton/h
Densidad material	2,50 Ton/m ³
Factor de llenado	0,85 %
Carga útil requerida por ciclo	2,56 m ³
Tamaño cucharón (efectiva)	3,01 m ³
Capacidad nominal cucharón	3,30 m ³

Tabla 7.31: Cálculo de cargador frontal

Con los datos obtenidos se sabe que el cargador a utilizar debería ser un CF 966 (Si el proveedor trabaja con CAT).

Los cálculos del chancador y Cargador Frontal son necesarios puesto que dentro de la evaluación de costos del proyecto estos valores ayudarán a definir su viabilidad.

CAPÍTULO VIII

EVALUACIÓN DE COSTOS DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO

8.1. SITUACIÓN ALTERNATIVA

La situación alternativa plantea el uso de un modelo de transporte basado en una cinta transportadora de características determinadas en el capítulo anterior. La evaluación económica pretende obtener conocimiento de los costos que implican la adquisición y mantenimiento del sistema a través de un estudio costo-eficiencia (Valor actual de costos) para llegar a estimar el rendimiento del mismo y plantear la posibilidad de intercambio de transporte para el área en estudio.

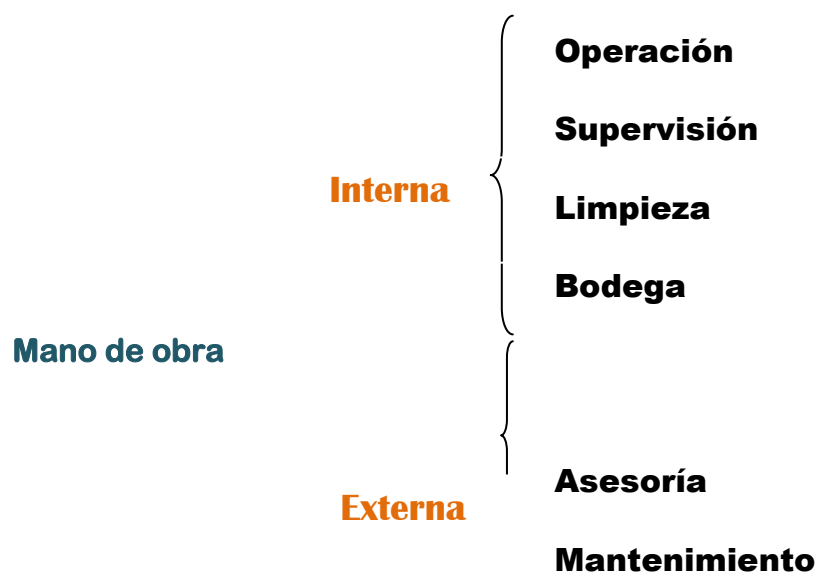
Los valores de inversión de la maquinaria necesaria para el sistema serán entregados por empresas en forma de cotizaciones (nivel perfil) estimadas de acuerdo a los datos que se indican en el capítulo anterior. (ANEXO F Cotización Cinta Transportadora).

Los costos involucrados en la evaluación son la mano de obra directa y contratada, materiales para mantención y funcionamiento del sistema, costos energéticos y costos de inversión.

8.1.1. Mano de obra

La correa transportadora es un sistema relativamente simple, pero que requiere de mantenimiento para asegurar su correcto funcionamiento y que cumpla con los requerimientos de capacidad y rendimiento. La mano de obra que se plantea en el estudio es de dos tipos: Mano de obra directa (PROPIA), encargados de tareas habituales, a cargo de CODELCO. Además de mano de obra contratada a cargo de labores como asesoría técnica. Uno de los principales beneficios que muestra el sistema alternativo de transporte es el mínimo de personal necesario que requiere,

disminuyendo visiblemente la exposición del personal a accidentes. En el ANEXO G (Costos Generales del Sistema de Transporte Alternativo) se indican los costos de mano de obra. Cabe indicar que los costos de mano de obra indirecta se indican de manera generalizada debido a que el contratista es el encargado de su justificación. A cargo de trabajos como la operación, supervisión y bodega están bajo el mando de personal propio. Otro como el mantenimiento del conveyor, y asesoría profesional estarán a cargo de terceros. En la figura a continuación se detallan estas actividades.



En las tabla 8.1 y 8.2 se indica el resumen de las actividades de mano de obra directa e indirecta, en la que se detallan los tonelajes anuales y su variación de costos:

Mano de obra directa						
Periodo	Producción Ton	Producción Diaria Ton	Horas Trabajadas h/d	Rendimiento Ton/h (CT)	Costo Horario US\$/h	Costo unitario US\$/Ton
2013	3.802.000	11.521	20	576,06	26,77	0,05
2014	2.599.000	7.876	20	393,79	29,27	0,07
2015	2.600.000	7.879	20	393,94	29,27	0,07
2016	2.599.000	7.876	20	393,79	29,27	0,07
2017	4.200.000	12.727	20	636,36	26,77	0,04
2018	877.000	2.658	10	265,76	15,80	0,06

Tabla 8.1: Mano de obra directa

Mano de obra indirecta						
Periodo	Producción Ton	Producción Diaria Ton	Horas Trabajadas h/d	Rendimiento Ton/h (CT)	Costo Horario US\$/h	Costo unitario US\$/Ton
2013	3.802.000	11.521	20	576,06	37,91	0,07
2014	2.599.000	7.876	20	393,79	28,45	0,07
2015	2.600.000	7.879	20	393,94	25,73	0,07
2016	2.599.000	7.876	20	393,79	24,82	0,06
2017	4.200.000	12.727	20	636,36	27,91	0,04
2018	877.000	2.658	10	265,76	35,15	0,13

Tabla 8.2: Mano de obra indirecta

Los costos de asesoramiento varían en dependencia de su requerimiento.

8.1.2. Mantenimiento

Para el cálculo de los costos de mantenimiento se tomó como referencia los datos obtenidos de la planta de hidro de mineral de óxido de la misma división, debido a que para el proceso se utilizan correas de similares características que las del proyecto en estudio. La División Salvador cuenta con un programa que alberga información de todo el proceso, incluyendo mantenimiento, tiempos de duración de materiales y

tiempos de cambio de los mismos y con los cuales se realizó una extrapolación para obtener los tiempos estimados de vida útil de las partes más sensibles a daños en una correa transportadora, considerando que las partes que requieren mayor énfasis en el estudio son los polines, la cinta y la lubricación. En el ANEXO G se indican los costos de mantenimiento y los tiempos de cambio de las partes anteriormente indicadas. En la Tabla 8.3 resumen presentada a continuación se indican los costos de mantenimiento.

Materiales									
Periodo	Ton anual	Cinta US\$	Rodillos US\$	Lubricante US\$	Costos				
					Annual US\$/a	Mensual US\$/mes	Diario US\$/d	Horario US\$/h	Costo unitario US\$/Ton
2013	3.802.000	388.530	430.591	91.172	910.294	75.858	2.529	126	0,22
2014	2.599.000	265.595	430.591	62.324	758.510	63.209	2.107	105	0,27
2015	2.600.000	265.697	430.591	62.348	758.636	63.220	2.107	105	0,27
2016	2.599.000	265.595	430.591	62.324	758.510	63.209	2.107	105	0,27
2017	4.200.000	429.202	430.591	100.716	960.510	80.042	2.668	133	0,21
2018	877.000	89.622	430.591	10.515	530.728	44.227	1.474	74	0,28

Tabla 8.3: Costo materiales

La tabla muestra el costo anual de los materiales anteriormente señalados y su costo unitario, dato primordial para la evaluación del VAC.

En la tabla se incluyen los costos de lubricación del chancador.

8.1.3. Energía eléctrica

Unos de los costos que requiere mayor atención es la energía de proceso, debido a que el sistema de transporte y el chancador requieren de ella durante todo el proceso. Se considerará el costo del chancador, de acuerdo a los lineamiento que se llevan en la empresa, debido a que su estudio no se estipula en este proyecto; por lo que es

aceptable colocar su costo unitario total incluyendo mantenimiento, energía y todo lo que interviene en su operación, siendo éste de 0.25 USD/Ton

En la tabla 8.4 se muestran los costos energéticos asociados a la correa transportadora. Los costos de la energía eléctrica fueron extraídos de documentos oficiales del CDEC-SIC (Centro de Despacho Económico de Carga- Sistema Interconectado Central) de Chile.

Electricidad Conveyor											
Periodo	Producción Ton	Producción Diaria Ton	Horas Trabajadas h/d	Rendimiento Ton/h (CT)	Potencia Requerida kW	Potencia SIC US\$/MWh	Energía Requerida Kw.h	Costo US\$/kWh	Annual US\$/a	Mensual US\$/m	Costo unitario US\$/t
2013	3.802.000	11.521,21	20	576,06	1.211,04	138,20	24.220,74	167,37	1.205.030	100.419	0,29
2014	2.599.000	7.875,76	20	393,79	827,85	126,10	16.557,00	104,39	751.621	62.635	0,27
2015	2.600.000	7.878,79	20	393,94	816,89	141,30	16.337,86	115,43	831.074	69.256	0,29
2016	2.599.000	7.875,76	20	393,79	816,58	142,90	16.331,58	116,69	840.162	70.013	0,30
2017	4.200.000	12.727,27	20	636,36	1.337,81	142,90	26.756,21	191,17	1.376.446	114.704	0,30
2018	877.000	2.657,58	10	265,76	279,35	87,10	2.793,48	24,33	175.184	14.599	0,09

Tabla 8.4: Electricidad conveyor

8.1.4. Equipo de apoyo

Para el vertido de material dentro del chancador ubicado en el acopio, se evaluará el arriendo de un Cargador Frontal de características establecidas por el arrendatario. En la tabla 8.5 se indican los costos involucrados con el arriendo de este equipo.

Cargador Frontal									
Periodo	Producción Ton	Producción Diaria Ton	Horas Trabajadas h/d	Rendimiento Ton/h (CT)	Tiempo de ciclo min	Costo por hora US\$/h	Anual US\$/a	Mensual US\$/m	Costo unitario US\$/t
2013	3.802.000	11.521,21	20	576,06	0,50	92,0	607.200	50.600	0,16
2014	2.599.000	7.875,76	20	393,79	0,50	92,0	607.200	50.600	0,23
2015	2.600.000	7.878,79	20	393,94	0,50	92,0	607.200	50.600	0,23
2016	2.599.000	7.875,76	20	393,79	0,50	92,0	607.200	50.600	0,23
2017	4.200.000	12.727,27	20	636,36	0,50	92,0	607.200	50.600	0,14
2018	877.000	2.657,58	10	265,76	0,50	92,0	303.600	25.300	0,35

Tabla 8.5: Equipo de apoyo

El costo unitario de transporte del mineral desde el acopio tajo hacia la Planta Concentradora para los años estimados en el proyecto son:

Items		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5
Mano de Obra Directa	US\$/Ton		0,07	0,07	0,07	0,04	0,06
Mano de Obra	US\$/Ton		0,07	0,07	0,06	0,04	0,13
Materiales	US\$/Ton		0,27	0,27	0,27	0,21	0,28
Equipo de apoyo	US\$/Ton		0,23	0,23	0,23	0,14	0,35
Energía Electrica	US\$/Ton		0,27	0,29	0,30	0,30	0,09
OPEX	US\$/Ton		0,91	0,93	0,93	0,74	0,91

Tabla 8.6: Costo unitario del transporte sin inversión

8.2. VALOR ACTUAL DE COSTOS –VAC

A continuación se presenta la evaluación de costos para la situación alternativa del sistema de transporte por correas transportadoras. Los flujos de caja estiman los costos de transporte del mineral en el tramo en estudio.

La evaluación de costos considera un horizonte de operación desde el 2013 hasta el año 2018 tomando en cuenta que se mantendrá en operación todo el año pero con un

porcentaje de trabajo menor. Esto para equilibrar la alimentación entre la mina subterránea y el tajo CA.

Los costos establecidos dentro de la Evaluación Actual de Costos son: la mano de obra, mantenimiento, energía e inversiones iniciales.

Se considera una depreciación lineal de acuerdo a lineamientos gubernamentales chilenos pero tomando en cuenta en el caso del conveyor un valor residual de 67% esto a razón de que su vida útil es de 15 años y dentro del proyecto estará en uso durante 5 años.

La depreciación del chancador es dividida por su vida útil de 5 años, es decir para la vida útil del proyecto.

A continuación se presenta la Tabla 8.7 de Evaluación de Costos

Items	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total -
Producción (Ton)		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000		12.875.000
Mano de Obra Directa US\$		210.720	210.720	210.720	192.720	56.880		881.760
Mano de Obra US\$		201.600	183.600	177.600	200.400	126.000		889.200
Materiales US\$		758.510	758.636	758.510	960.510	530.728		3.766.894
Energía Eléctrica US\$		1.401.371	1.481.074	1.489.912	2.426.446	394.434		7.193.239
Equipo de apoyo US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	303.600		2.732.400
Inversión CH US\$	1.500.000							1.500.000
Inversión CT US\$	24.652.000							24.652.000
Valor residual US\$							-16.434.667	-16.434.667
Depreciación US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		8.217.333
Costo Op. (Flujo) US\$	26.152.000	3.179.401	3.241.231	3.243.942	4.387.276	1.411.643	-16.434.667	25.180.826
Factor (10%) 0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos US\$	26.152.000	2.890.365	2.678.703	2.437.221	2.996.569	876.519	-9.276.941	28.754.436

Tabla 8.7: Evaluación de costos

La evaluación económica realizada muestra un aumento del VAC del 35.15% influenciado principalmente por la consideración de la nueva inversión, la cual es alrededor de 25 (MUS\$). Además de acuerdo al análisis realizado y considerando

como la variable de mayor afectación para el desarrollo de la alternativa planteada la energía, ésta influye de manera negativa porque no existe un porcentaje al que ella pueda apoyar la viabilidad del proyecto. Por esta razón el proyecto considerado en este trabajo se presenta con una aplicabilidad negativa.

A continuación se presenta la figura 8.1 en la cual se representan los VAC de las alternativas (caso base y alternativa evaluada).

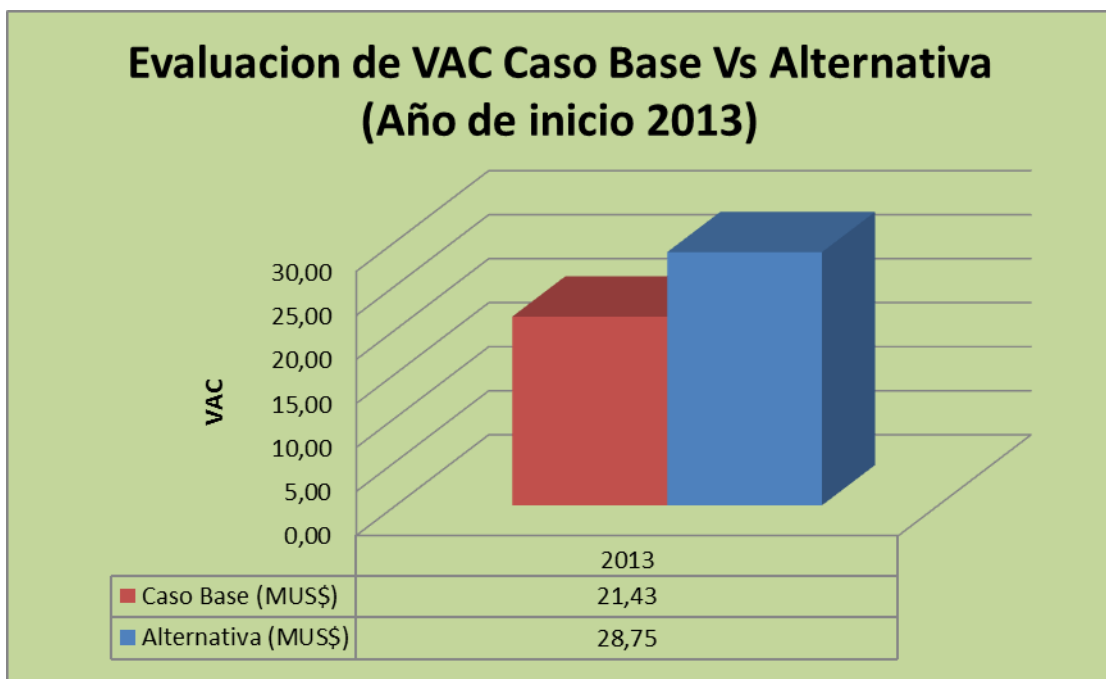


Figura 8.1: Evaluación de VAC Caso Base frente a Alternativa Base

CAPITULO IX

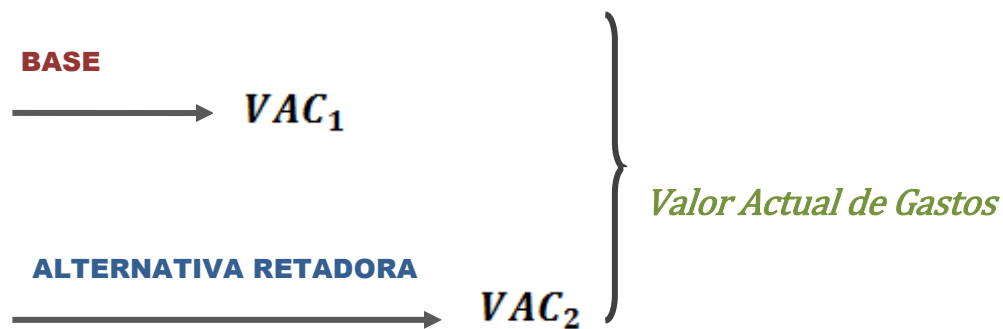
ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

El análisis de sensibilidad permite determinar cuan sensible se muestra un proyecto a determinados cambios, como el aumento de costos e inversiones, suponiendo variaciones de las variables más influyentes dentro del proyecto con la finalidad de castigar el presupuesto de caja. Es importante visualizar las variables con mayor efecto en el resultado, de esta manera determinar la necesidad de realizar estudios más profundos sobre ellas.

En el presente estudio, el análisis de sensibilidad está orientado a la variación porcentual de inversiones y de las variables específicas de la alternativa propuesta (variables críticas) frente a los costos del transporte del Caso Base a lo largo de la vida útil del proyecto. Dentro del estudio, se ha determinado que la variable más influyente es la inversión como también el año de inicio del proyecto.

El estudio se centra en la comparación del VAC Caso base y VAC alternativo cuya diferencia genera en Van cero ($VAN=0$).

Siendo así:



$$VAN_{Retador} = VAC_2 - VAC_1$$

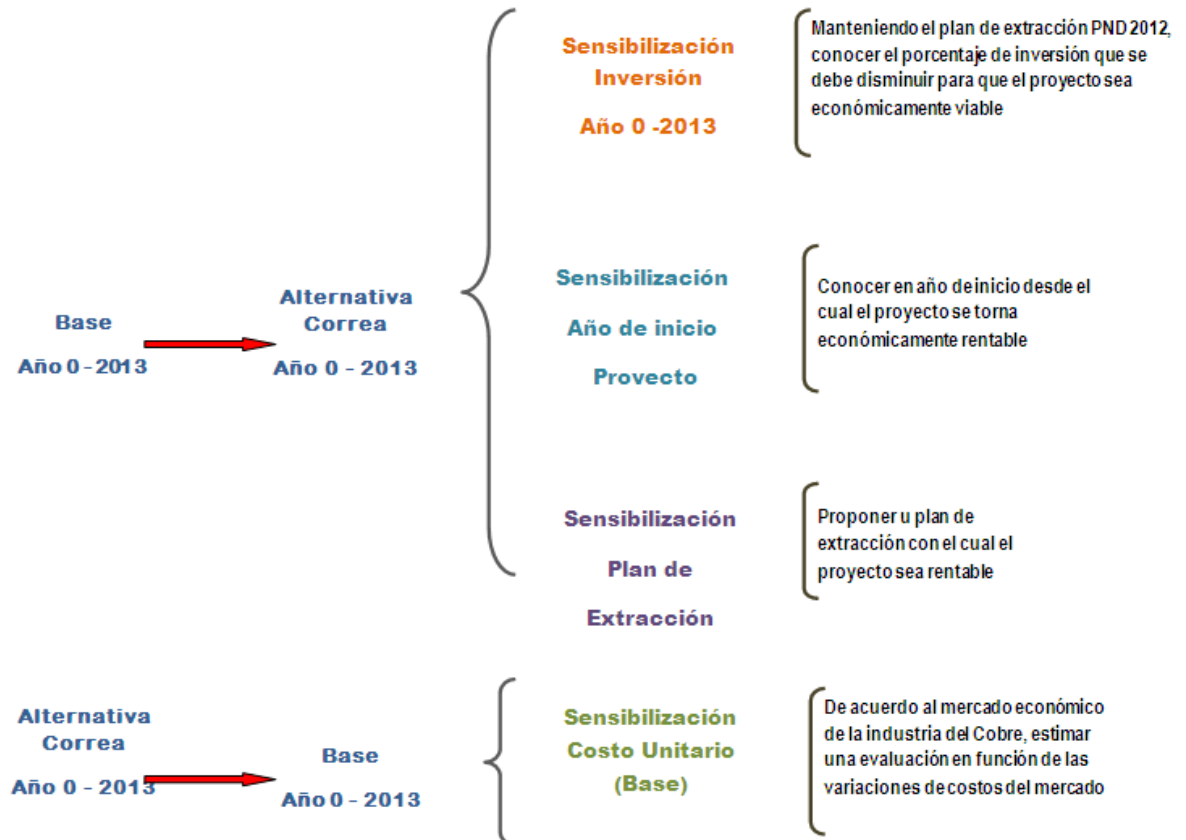


Sensibilización del % de inversión

Dentro de las alternativas de sensibilidad planteadas en el presente capítulo se tienen:

- El análisis de sensibilidad de la inversión frente al caso base
- Análisis de sensibilidad del año de inicio del proyecto
- Análisis de sensibilidad del Plan de Extracción
- Análisis de sensibilidad del costo unitario de transporte de mineral (Análisis de caso base)

Así:



Se plantean las siguientes alternativas de evaluación para el análisis de sensibilidad:

Alternativa 1

9.1. El análisis de sensibilidad de la Inversión

Análisis de Sensibilización respecto a la disminución del VAC de la alternativa planteada, en función del VAC del sistema de transporte actual para el Nuevo Plan de Desarrollo PND 2012 considerando como año 0 al 2013, tomando como variable el porcentaje de inversión.

VAC 1_{Base0}	(MUS\$)	21.43
VAC 2_{Alt.Retadora (Año 0 2013)}	(MUS\$)	28.75

Variación de la inversión de -47.6% (Inversión = 12.91 M\$) la cual hace que el diferencia de VAC entre la alternativa Base vs la Correa sea cero (VAN =0)

% Incremento de la Inversión	VAN (MUS\$)
0%	-7,32
-5%	-6,55
-10%	-5,78
-15%	-5,01
-20%	-4,25
-25%	-3,48
-30%	-2,71
-35%	-1,94
-40%	-1,17
-45%	-0,40
-47,6%	0
-50%	0,37
-55%	1,14

Tabla 9.1: Porcentaje de variación de la inversión

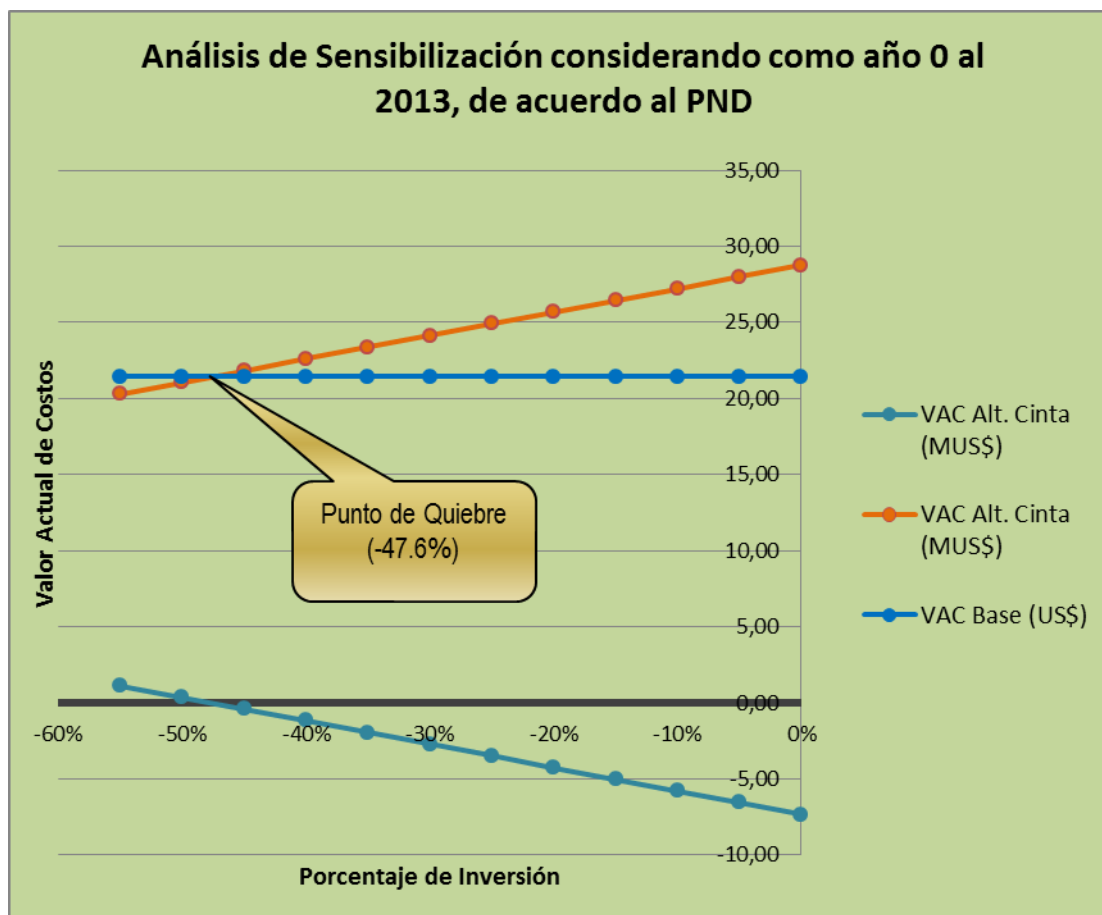


Figura 9.1: Análisis de sensibilización en función de la inversión

Para que el VAC de la alternativa retadora se iguale al VAC Base ($VAN = 0$), la inversión debería disminuir en un 47.6%.

La evaluación del proyecto será sensible a la variación de uno o más parámetros. Dentro del análisis de sensibilidad también se consideran variaciones de tipo organizacional es decir variaciones con respecto de la planificación expuesta en el PND 2012, al incluir estas variaciones dentro de la evaluación la decisión final podría cambiar.

Se consideran estas modificaciones como punto inicial y se estiman como parámetro variable de gran influencia la inversión inicial. Cada evaluación se realizará considerando año 0, el 2013 con el fin de comparar resultados y analizar cuál de estas presenta menor riesgo de VAC.

A continuación se presentan modelos de análisis respecto a la variación de tonelaje. Dentro del análisis se tiene la misma vida útil considerada en el caso base. Es decir que para todas las evaluaciones consideran la finalización del proyecto en el año 2018:

Alternativa 2

9.2. Análisis de Sensibilización respecto al año de inicio del proyecto

La sensibilización de año del proyecto es un parámetro fundamental para conocer en que periodo de tiempo se va a tener recuperaciones desde el punto de vista económico que sean considerables. Se exponen a continuación tres años de inicio del proyecto en función del Caso Base.

Año de inicio	VAC Base (MUS\$)	VAC Alternativo (MUS\$)	VAN (MUS\$)
2012	26,99	33,12	-6,13
2013	21,43	28,75	-7,32
2014	17,94	24,81	-6,88

Tabla 9.2: Análisis de sensibilización en función del año de inicio del proyecto

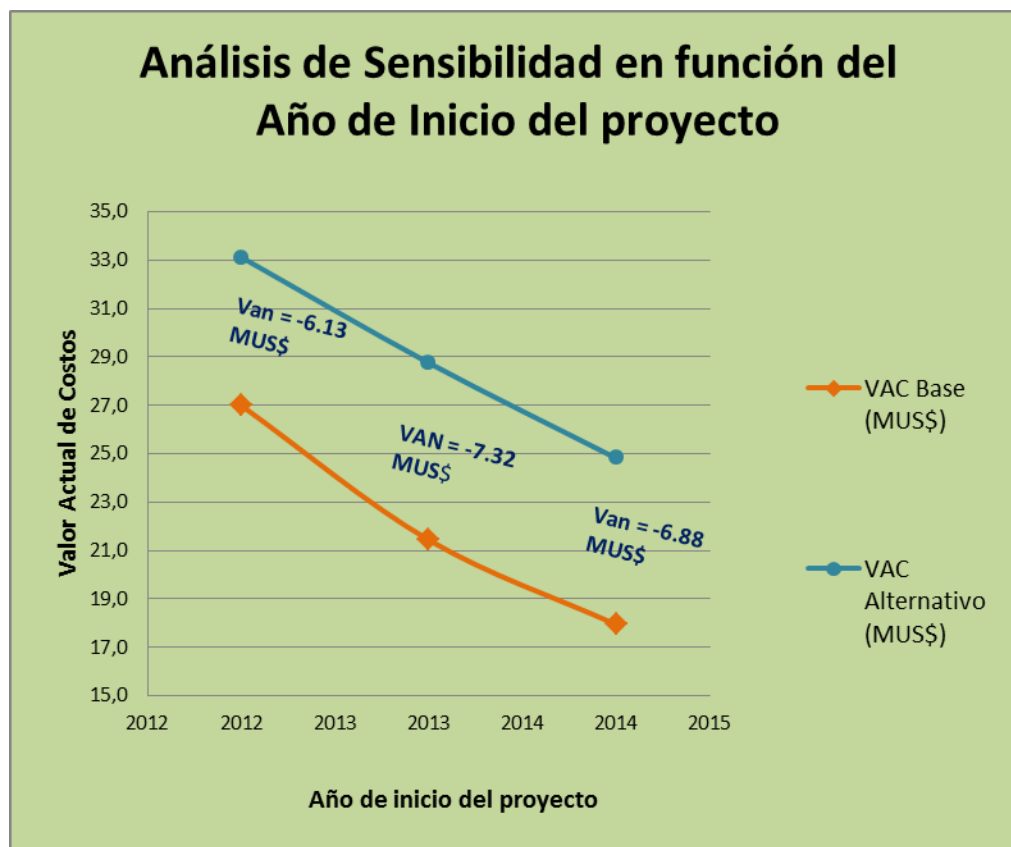


Figura 9.2: Análisis de sensibilidad en función del año del proyecto

Considerando el año de inicio de proyecto como variable se puede notar que no existe un punto de equilibrio entre cabo base y alternativa retardora en ninguna de los casos planteados.

Alternativa 3

9.3. Análisis de Sensibilización en función del Plan de Extracción

Es decir la variación de la planificación de desarrollo de Campamento Antiguo, igualando su promedio de extracción a distintos tonelajes por el tiempo de vida útil estipulado. El análisis se considera tomando como punto de inicio el 2013.

Plan de Extracción	VAC Base	VAC Alt. Cinta	VAN Difer.
MTon/a	(MUS\$)	(MUS\$)	(MUS\$)
2,6	21,39	29,08	-7,69
3,2	26,32	31,04	-4,72
3,7	30,44	32,47	-2,03
3,8	31,26	32,61	-1,35
4,0	32,90	33,35	-0,45
4,05	33,32	33,12	0,20
4,2	34,55	33,64	0,91

Tabla 9.3: Resumen de los valores en función del plan de extracción

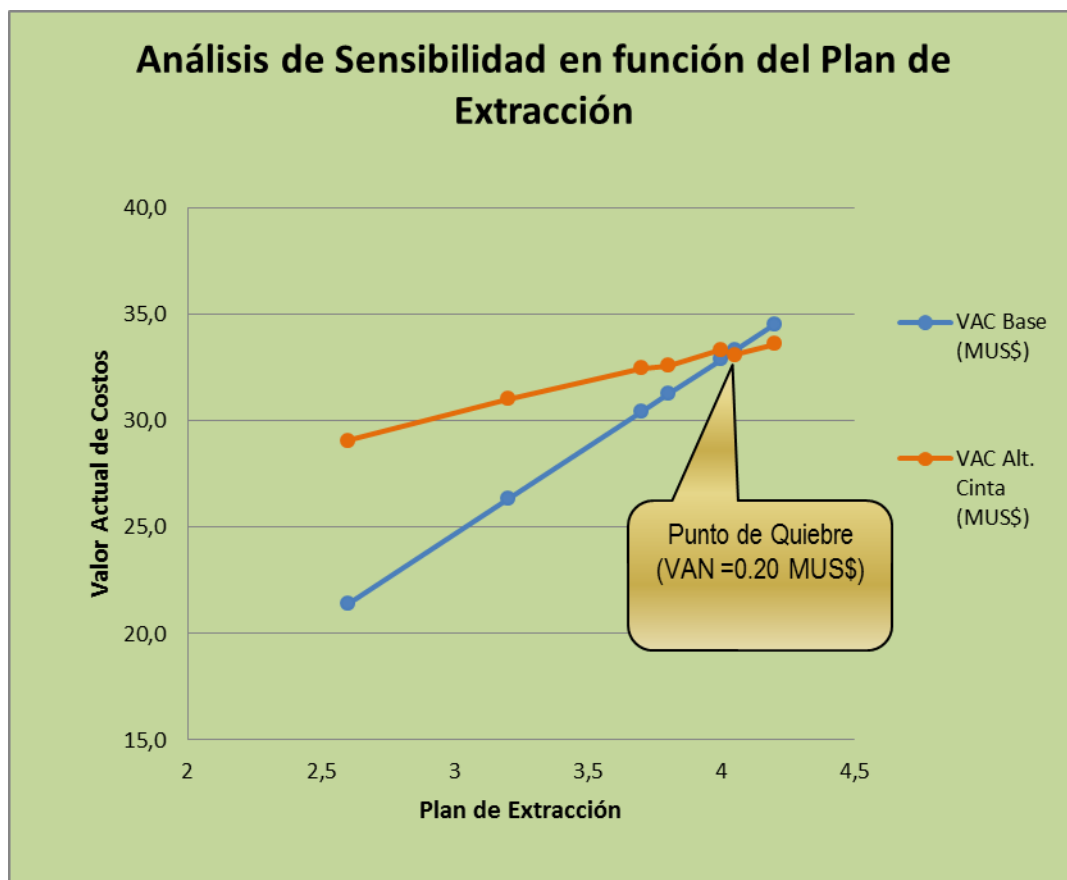


Figura 9.3: Análisis de sensibilidad den función del plan de extracción

Existe una alteración más profunda dentro del panorama alternativo, al considerar el aumento de producción para los de vida útil del proyecto dentro de los horizontes base (inicio 2013). Tomando en cuenta la reorganización de la planificación de extracción de mineral, el proyecto se presenta completamente viable y significativo en cuanto a costo inicial.

El punto de quiebre del proyecto entre el Caso Base y la alternativa Planteada indica que al incrementar el plan de extracción durante toda la vida útil a 4.05 M Ton/a. De esta manera se puede obtener un Van = 0.2 (MUS\$) o mayor.

Otro parámetro considerado para el Análisis de Sensibilidad es la variación del costo unitario del caso base, es decir el costo por tonelada de mineral transportada de acuerdo a variación

expuestas en el PND 2013. Al incluir estas variaciones dentro de la evaluación la decisión final podría cambiar.

Cada evaluación se realizará considerando año 0, el 2013 con el fin de comparar resultados y analizar cuál de estas presenta menor riesgo de VAC.

Dentro del análisis se tiene la misma vida útil considerada en el caso base. Es decir que para todas las evaluaciones estiman la finalización del proyecto en el año 2018.

Alternativa 4

9.4. Análisis de Sensibilidad en función del Costo Unitario (Caso Base)

Precio US\$/Ton	VAC Base US\$	VAC Alt. Cinta (US\$)	VAN Difer. (US\$)
2,17	21,43	28,75	-7,32
2,30	22,72	28,75	-6,04
2,50	24,69	28,75	-4,06
2,70	26,67	28,75	-2,09
2,80	27,72	28,75	-1,03
2,91	28,75	28,75	0
3,10	30,62	28,75	1,87
3,30	32,60	28,75	3,84
3,50	34,57	28,75	5,82
3,80	37,53	28,75	8,78

Tabla 9.4: Análisis de sensibilidad en función del costo unitario

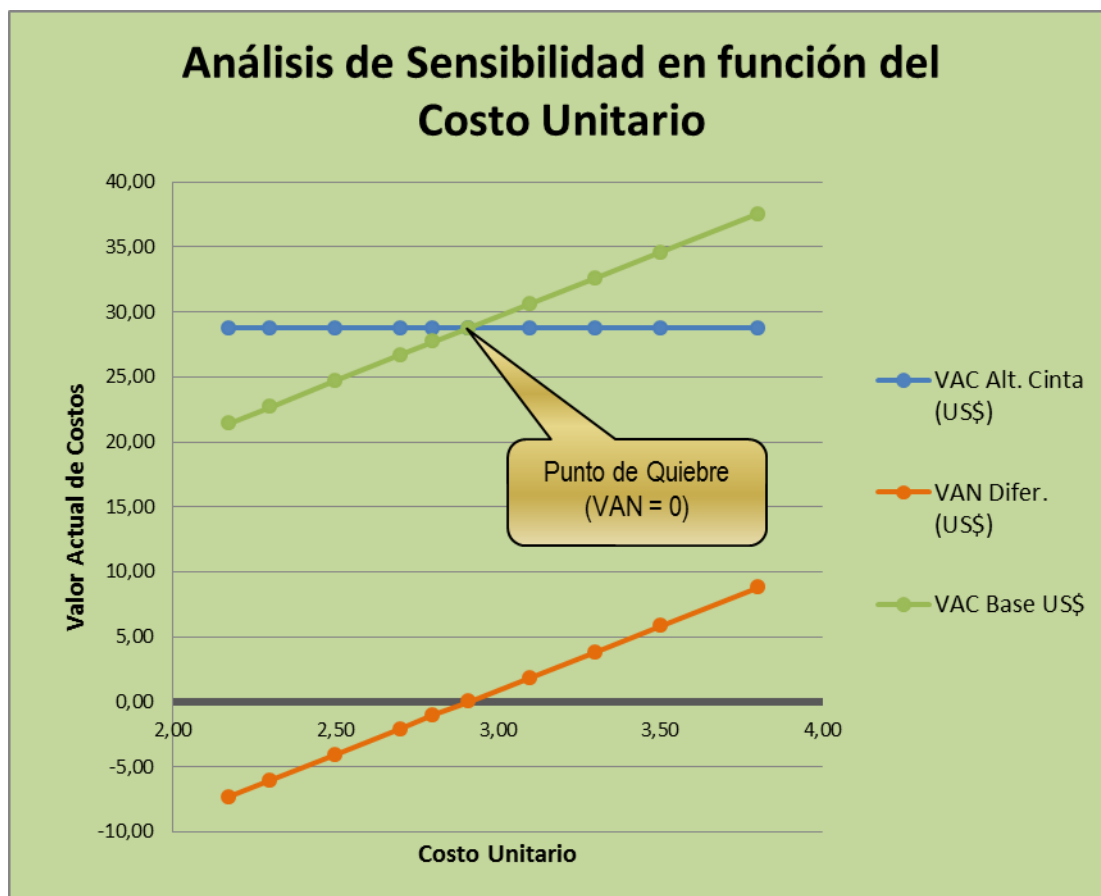


Figura 9.4: Análisis de sensibilidad en función del costo unitario

Considerando el incremento del costo unitario dentro de un escenario económico del negocio minero del cobre ascendente, se puede notar que el proyecto se torna económicamente rentable a partir del costo de 2.91 US\$/Ton.

De acuerdo a los parámetros tomando en cuenta en este capítulo se puede notar claramente que el proyecto con sus antecedentes base o iniciales resulta antieconómico. El análisis de sensibilidad presentado muestra alternativas de mejora dependientes de la planificación de extracción, mejorando costos de transporte durante toda la vida útil de la mina.

A continuación en el CAPITULO X se presenta alternativas de mejoramiento del proyecto partiendo como base de la alternativa principal del proyecto.

CAPÍTULO X

ALTERNATIVAS DE MEJORAMIENTO

Las alternativas de mejoramiento del sistema de transporte propuesto se analizan en el presente capítulo, y su estudio está orientado a los análisis de los costos e inversiones involucrados, con la finalidad de buscar opciones que hagan que el proyecto se torne rentable o que presente mejores condiciones, respecto de la rentabilidad. Dentro de la alternativa de mejoramiento propuesta, se consideran las posibles variaciones de parámetros fundamentales como el tramo total del conveyor, afectando directamente al costo inversional, costos de mantenimiento y energía.

En la elaboración de la alternativa de mejoramiento, se iniciará definiendo las variables que afectan de manera global el costo total del negocio. Estas variables se analizarán de forma particular (variables críticas) y de éstas se obtendrán las alternativas de mejoramiento. Además la evaluación va encaminada a utilizar activos existentes en la empresa. A continuación se muestra una tabla resumen de la distribución porcentual de gastos según la alterativa Base (Cap VIII) año a año:

Items	2013 0 %	2014 1 %	2015 2 %	2016 3 %	2017 4 %	2018 5 %	2019 6 %
Mano de Obra Directa		6,63%	6,50%	6,50%	4,39%	4,03%	-
Mano de Obra Contratada		6,34%	5,66%	5,47%	4,57%	8,93%	-
Materiales		23,86%	23,41%	23,38%	21,89%	37,60%	-
Energía Eléctrica		44,08%	45,69%	45,93%	55,31%	27,94%	-
Equipo de Apoyo		19,10%	18,73%	18,72%	13,84%	21,51%	-
Inversión inicial	100%						-
Total	100%	100%	100%	100%	100%	100%	-

Tabl

a 10.1: Porcentaje de influencia del costo sobre el proyecto considerando la inversión inicial

La siguiente figura detalla la distribución del gasto por unidad de gestión

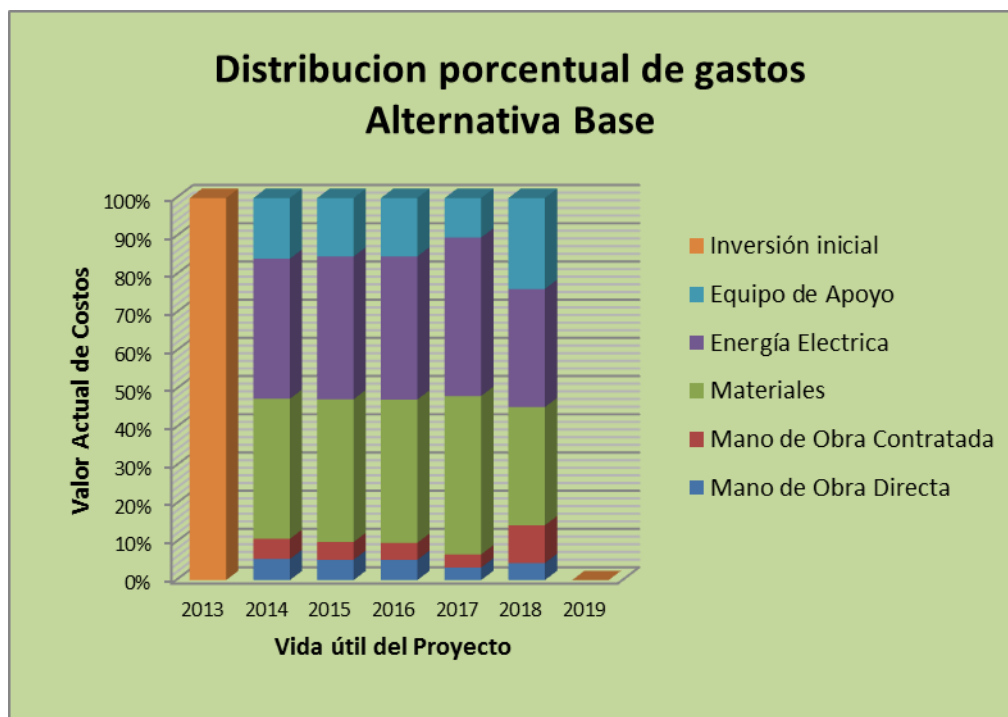


Figura 10.1: Distribución del gasto por unidad de gestión incluye inversión

Dentro de la unidad operativa analizada (transporte), los gastos que mayor impacto tienen, se concentran principalmente sobre la inversión inicial y consecuentemente, con los costos operacionales asociados a la energía eléctrica y el equipo de apoyo, indicando que los ajustes alternativos deben ir enfocados a estos parámetros.

El equipo de apoyo (movimiento de materiales hacia el chancador) es un costo necesario que está en dependencia del diseño del sistema de transporte alternativo. En la Figura 10.2 se muestra el gasto anual del equipo de apoyo dentro del programa evaluado.

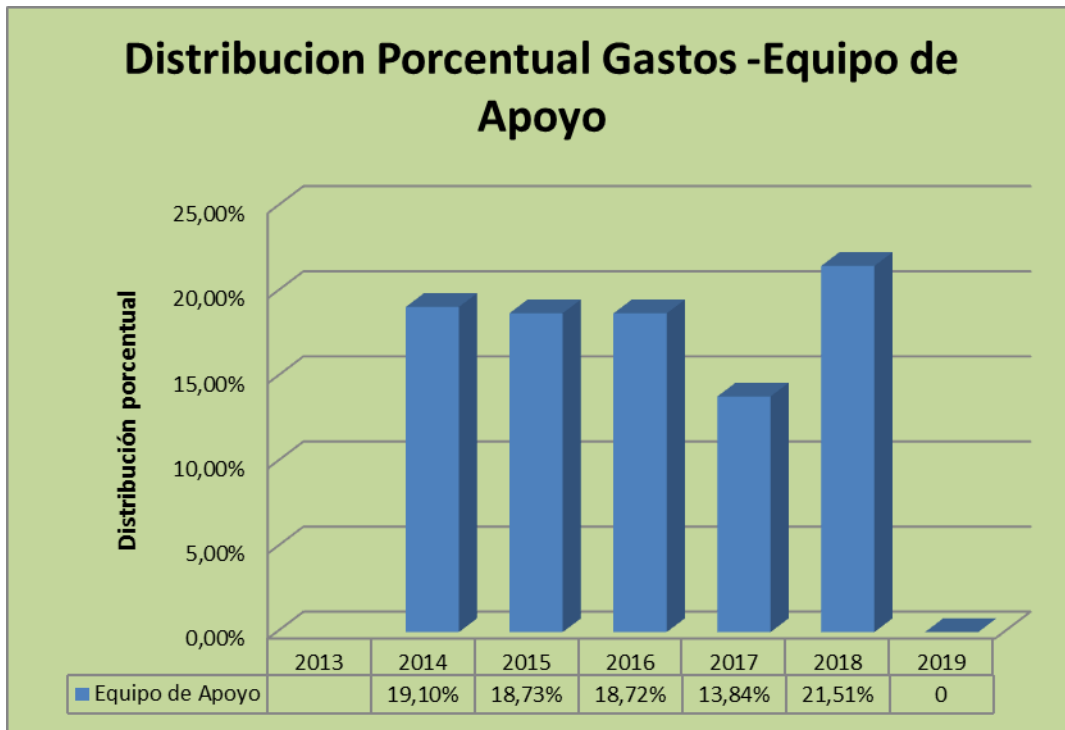


Figura 10.2: Distribución porcentual del gasto anual del equipo de apoyo

Para disminuir o definitivamente eliminar este gasto, existen sub-alternativas como la alimentación directa desde el camión hacia el chancador (con el uso de camiones internos), influyendo directamente en el costo inversional inicial (cambio de diseño de chancador).

La Energía Eléctrica es un factor importante que influye de manera significativa sobre el gasto anual; la estructuración de una mejora para disminuir el gasto a través de la reducción de su consumo, implicaría una mayor investigación desencadenando posiblemente descartar de manera definitiva el uso de esta alternativa de transporte. Una de las formas de disminuir el costo de este ítem es intentando reducir la longitud que abarca el conveyor. Esta sugerencia es posible desarrollarla gracias al posible uso del chancador primario de la planta de Hidro que se encuentra a 2 km del tajo CA hacia el SW. 1. En la figura 10.3 se muestra el gasto anual de energía dentro del programa evaluado.

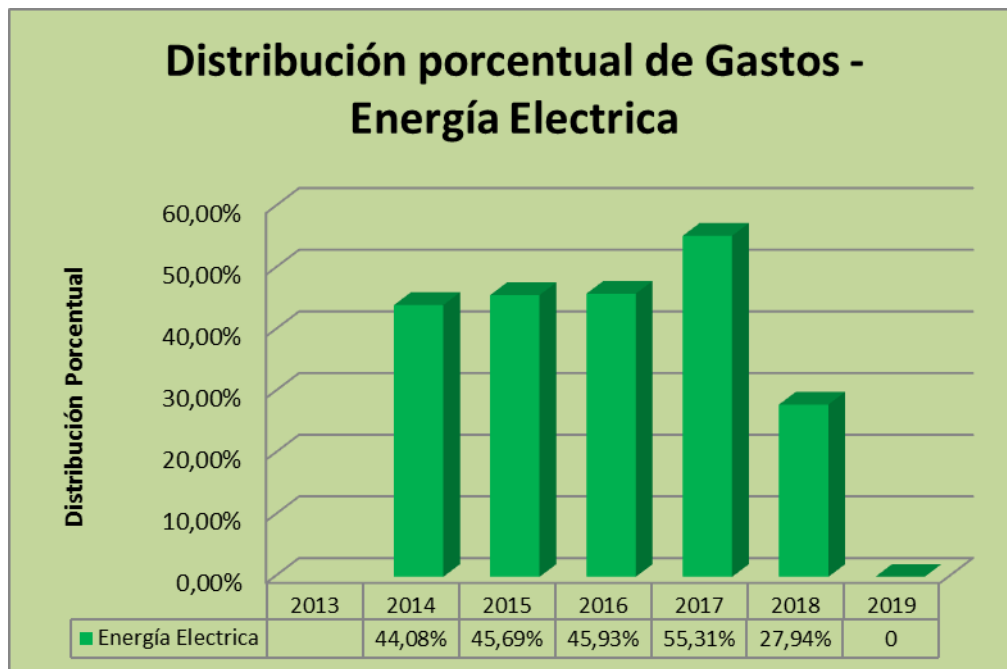


Figura 10.3: Distribución porcentual del gasto anual de la energía eléctrica

10.1. ANÁLISIS DE INVERSIONES

La inversión inicial representa un factor de suma importancia dentro del gasto total del proyecto. Según la evaluación inicial, la inversión asciende a 26 millones de dólares actualizados. Una de las alternativas de minoración del costo inversional, es la reducción de la longitud del conveyor incrementando la longitud de transporte de los camiones internos de tajo, convirtiéndose en punto de referencia el chancador de la planta de hidro que permanece detenido un 50% de tiempo por jornada de trabajo (dentro del proyecto el punto de referencia actual es el acopio de mineral). Dentro del negocio, existe uso ineficiente de activos que pueden ser aprovechados en la faena de sulfuro. Su estudio e inclusión dentro de la evaluación será estudiada a continuación.

10.2. ALTERNATIVA DE MEJORAMIENTO

Un proyecto representa un conjunto de actividades que se encuentran interrelacionadas y coordinadas para alcanzar un objetivo que puede ser, obtener la máxima rentabilidad del proyecto. Dados los escenarios cambiantes y tomando en cuenta los recursos activos de la empresa se puede considerar una alternativa que mejore la alternativa Base.

La alternativa propuesta a continuación está elaborada a partir del análisis mostrado anteriormente.

10.3. REDISEÑO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO BASE, UTILIZANDO EL CHANCADOR DE LA PLANTA DE HIDRO Y AUMENTANDO EL RECORRIDO DEL TRANSPORTE INTERNO DEL TAJO (CAMIONES).

Dentro de un negocio es indispensable el uso eficiente de los activos existentes en la empresa. En este caso, el chancador primario # 2 de la planta de Hidro del negocio de óxido de la División, presenta un ritmo de operación del 50% de su rendimiento original debido a que el material a procesarse es suficiente para pasar por un solo chancador. Es por esta razón que esta alternativa plantea el aprovechamiento a medio tiempo de este activo dentro del negocio de sulfuro disminuyendo así la longitud del trazado del conveyor.

El análisis de costos de un nuevo sistema de transporte de mineral está enfocado sobre la Alternativa Topográfica, (desde el acopio de mineral hasta la Planta Concentradora con un recorrido total de 8000 metros). Esta alterativa plantea la alimentación de material hacia el conveyor desde el chancador de la planta de hidro. La mejora presentada es posible gracias a la capacidad del chancador, posibilitando un trabajo a la mitad del tiempo, almacenando el

mineral para que el conveyor labore al tiempo concertado en la alternativa principal evaluada anteriormente.

La evaluación de esta alternativa, permitiría disminuir la inversión inicial y como consecuencia los costos de energía eléctrica, debido al recorte de una parte del conveyor. El recorrido de los camiones internos de Tajo, llevaría el mineral hasta el chancador de la planta de Hidro, el cual presenta alimentación directa, es decir no requiere de equipo de apoyo, eliminando así este costo fijo durante todo el proyecto.

Cabe mencionar que el costo unitario del chancador es similar al **chancador** estipulado en la alternativa principal.

Con el planteamiento de esta alternativa no es necesario el movimiento de mineral desde el acopio hacia el chancador, sino que el material será alimentado directamente desde el tajo y estará a cargo de los camiones internos. Para la evaluación del costo de transporte se toma como base los costos asociados al recorrido actual que realizan los camiones y se los extrapola al nuevo recorrido.

En la Figura10.4 se indica la trayectoria planteada por la alternativa mejorada. Línea de sistema de transporte por correa transportadora y trayectoria de camiones hasta el chancador de la planta de Hidro.

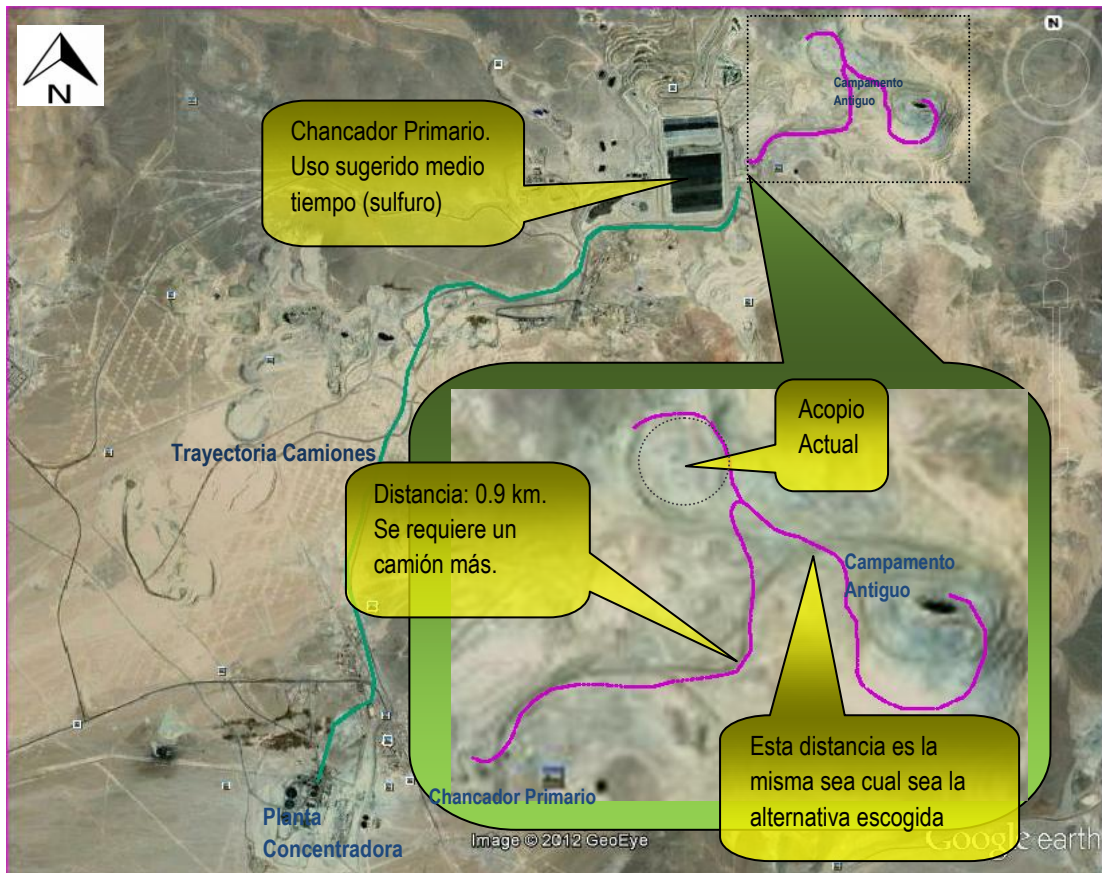


Figura 10.4: Sistema alternativo mejorado

La evaluación de costos de esta alternativa comprende la variación de inversiones respecto a la Alternativa Base, además de considerar el costo asociado al transporte de mineral con camiones en una parte de la trayectoria del mineral hacia el chancador.

Remanejo (equipo de apoyo)

Energía

Cinta

Inversión inicial

Mantenimiento

Con la alternativa mejorada, disminuyen estos costos

A continuación se indican los costos asociados a la evaluación de esta alternativa.

10.3.1. Inversión inicial

La inversión inicial se realizó en base al costo estipulado por la empresa CVC maquinarias, quien **proporcionó** los datos reales para la evaluación de la Alternativa Base. Con el análisis financiero de inversión fija o Factor Costo - Capacidad (regla de los 6 decimos) se obtiene la siguiente inversión:

Factor Costo – Capacidad

Este método se basa en la participación de los factores que influyen en el costo del equipo como por ejemplo la capacidad o la longitud del mismo. Es decir que el costo de un Equipo B se calcula a partir del costo del equipo A

$$C_B = C_A * \left(\frac{X_A}{X_B}\right)^?$$

Dónde:

C =Costo del equipo

Q =Parámetro del costo del equipo (longitud)

$?$ =Factor Costo-Capacidad (0.6)

La relación establecida es Costo – Longitud (parámetro que el que más variación presenta).

$$C_B = 24.65 \text{ (MUS\$)} * \left(\frac{7.222m}{8.911m}\right)^{0.6}$$

Relacion Costo - longitud STM		
Original		
Costo	24.652.000	US\$
Longitud	8.911	m
Alternativa		
Costo	21.730.848	US\$
Longitud	7.222	m

10.3.2. Mano de obra

Para la evaluación se considera la misma que la alternativa principal. En el ANEXO I (Cálculo de resistencias Alternativa mejorada), se indican los costos de mano de obra.

10.3.3. Mantenimiento

Se utilizan los mismos datos utilizados en la alternativa base con la diferencia de la nueva longitud de la cinta.

En el ANEXO I se indican los costos de mantenimiento y los tiempos de cambio de las partes anteriormente indicadas.

En la Tabla resumen presentada a continuación se indican los costos de mantenimiento.

Materiales									
Periodo	Ton anual	Cinta US\$	Rodillos US\$	Lubricante US\$	Costos				
					Anual US\$/a	Mensual US\$/mes	Diario US\$/d	Horario US\$/h	Costo unitario US\$/Ton
2013	3.802.000	314.574	396.313	91.172	802.058	66.838	2.228	111,40	0,19
2014	2.599.000	215.039	396.313	62.324	673.675	56.140	1.871	93,57	0,24
2015	2.600.000	215.121	396.313	62.348	673.782	56.148	1.872	93,58	0,24
2016	2.599.000	215.039	396.313	62.324	673.675	56.140	1.871	93,57	0,24
2017	4.200.000	347.504	396.313	100.716	844.532	70.378	2.346	117,30	0,18
2018	877.000	72.562	396.313	10.515	479.390	39.949	1.332	66,58	0,25

Tabla 10.2: Costo materiales

La tabla muestra el costo anual de los materiales anteriormente señalados y su costo unitario, dato primordial para la evaluación del VAC.

En la tabla se incluyen los costos de lubricación del chancador.

10.3.4. Energía eléctrica

Para este ítem se reevaluó el consumo necesario para poner en marcha el sistema alternativo. En el ANEXO I se presenta estos valores. Se asumen los costos del chancador similares a los costos del chancador evaluado inicialmente.

En la Tabla 10.3 se muestran los costos energéticos asociados a la correa transportadora.

Electricidad Conveyer											
Periodo	Producción	Producción	Horas	Rendimiento	Potencia	Potencia	Energía	Costo	Anual	Mensual	Costo Unitario
	Ton	Diaría Ton	Trabajadas h/d	Ton/h (CT)	Requerida para Accionamiento de CT kW	SIC US\$/MWh	Requerida Kw.h	US\$/kWh			
2013	3.802.000	11.521,21	20	576,06	972,32	138,20	19.446,45	134,37	967.500	80.625	0,23
2014	2.599.000	7.875,76	20	393,79	664,67	126,10	13.293,35	83,81	603.465	50.289	0,21
2015	2.600.000	7.878,79	20	393,94	664,92	141,30	13.298,46	93,95	676.466	56.372	0,24
2016	2.599.000	7.875,76	20	393,79	664,67	142,90	13.293,35	94,98	683.863	56.989	0,24
2017	4.200.000	12.727,27	20	636,36	1.074,11	142,90	21.482,14	153,49	1.105.127	92.094	0,24
2018	877.000	2.657,58	10	265,76	224,28	87,10	2.242,84	19,54	140.653	11.721	0,07

Tabla 10.3: Costo de electricidad conveyor

Costo Unitario Chancador = 0.25UD\$/Ton

10.3.5. Camiones

Para la evaluación se considera el arriendo de un camión más debido a la distancia que se alarga el transporte. Con este planteamiento desaparece el costo por equipo de apoyo, debido a la alimentación directa de material hacia el chancador.

En la Tabla 10.47 se indican los costos Los costos de transporte del mineral desde el acopio hacia la Planta Concentradora para los años estimados en el proyecto son:

Camiones								
Producción Ton/a	Tpo Ida (hr)	Tpo Vta (hr)	Tpo Acul. (hr)	Otros (hr)	Total (hr)	Rend. Ton /h	Horas Req.	Gasto Anual US\$
3.802.000	0,021	0,018	0,083	-	0,122	737,63	5.154,33	865.927
2.599.000	0,021	0,018	0,083	-	0,122	737,63	3.523,43	591.937
2.600.000	0,021	0,018	0,083	-	0,122	737,63	3.524,79	592.164
2.599.000	0,021	0,018	0,083	-	0,122	737,63	3.523,43	591.937
4.200.000	0,021	0,018	0,083	-	0,122	737,63	5.693,89	956.573
877.000	0,021	0,018	0,083	-	0,122	737,63	1.188,94	199.742

Tabla 10.4: Costo de camiones

A continuación se presentan los valores unitarios de cada uno de los ítems que intervienen en la evaluación planteada.

Items		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5
Mano de Obra Directa	US\$/Ton		0,07	0,07	0,07	0,04	0,06
Mano de Obra	US\$/Ton		0,07	0,07	0,06	0,04	0,13
Materiales	US\$/Ton		0,24	0,24	0,24	0,18	0,25
Camiones	US\$/Ton		0,23	0,23	0,23	0,23	0,23
Energía Electrica	US\$/Ton		0,46	0,49	0,49	0,49	0,32
Total	US\$/Ton		1,07	1,09	1,09	0,99	0,99

Tabla 10.5: Costo unitario dentro de la alternativa planteada

10.4. VALOR ACTUAL DE COSTOS –VAC

A continuación se presenta la evaluación de costos para la alternativa mejorada.

La evaluación de costos considera un horizonte de operación desde el 2013 hasta el año 2018

Los costos establecidos dentro de la Evaluación Actual de Costos son: la mano de obra, mantenimiento, energía e inversiones iniciales.

A continuación se presenta la Tabla 10.6 de Evaluación de Costos

Items		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total -
Producción	Ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000		12.875.000
Mano de Obra Directa	US\$		210.720	210.720	210.720	192.720	56.880		881.760
Mano de Obra	US\$		201.600	183.600	177.600	200.400	126.000		889.200
Materiales	US\$		673.675	673.782	673.675	844.532	479.390		3.345.055
Energía Eléctrica	US\$		1.253.215	1.326.486	1.333.613	2.155.127	359.903		6.428.324
Camiones	US\$		591.937	592.164	591.937	956.573	199.742		2.932.353
Inversión CT	US\$	21.730.848							21.730.848
Valor residual	US\$							-14.487.232	-14.487.232
Depreciación	US\$		1.810.904	1.810.904	1.810.904	1.810.904			7.243.616
Costo Op. (Flujo)	US\$	21.730.848	2.931.147	2.986.733	2.987.545	4.349.353	1.221.914	-14.487.232	21.720.308
Factor (10%)	0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos	US\$	21.730.848	2.664.679	2.468.374	2.244.587	2.970.666	758.713	-8.177.665	24.660.202

Tabla 10.6: Evaluación de costos

Comparando el resultado con la Alternativa Base se puede notar un ahorro significativo dentro de la evaluación. La diferencia entre las dos alternativas es el VAN que genera el proyecto y es de 4.09 (MUS\$).

VAC 1 *Alternativa Base* (MUS\$) **28.75**

VAC 2 *Alt. Retadora (Camiones)* (MUS\$) **24.66**

Comparando el resultado con el Caso Base el proyecto aun no se torna rentable es decir que tiene un VAN = -3.23 (MUS\$). Lo que indica que el proyecto alternativo no es viable.

VAC 1 *Caso Base* (MUS\$) **21.43**

VAC 2 *Alt. Retadora (Camiones)* (MUS\$) **24.66**

CAPITULO XI

CONCLUSIONES

El proyecto realizado hace un estudio a nivel de perfil de alternativas de transporte para el Negocio Mina – Planta, para el tajo Campamento Antiguo, obteniendo como resultado la no viabilidad de la propuesta inicial. El resultado obtenido permite incorporar análisis de los cuales podemos destacar que:

El VAC del negocio propuesto (Alternativa Base), Vs la situación Actual, se genera una diferencia de VAN de -7.32 MUS\$ (lo que implica una reducción de la inversión en 47.6%), indicando que a las condiciones expuestas el proyecto no es rentable.

El consumo de energía es un parámetro de mucha relevancia dentro del estudio. Su consumo interviene de manera agresiva dentro de los costos implicados. La factibilidad de reducir la longitud del conveyor es una alternativa que debe ser tomada en cuenta, pero considerando el costo de camiones, que también se torna significativo.

Tomando en cuenta como punto de partida (año 0) el 2012, se puede concluir que no es posible su levantamiento desde el punto de vista económico, además que su gran tamaño implica extensos periodos de tiempo para su construcción lo que lo convierte en un proyecto a contra tiempo.

Considerando los resultados indicados en el análisis de sensibilidad mostrada en el Capítulo 9, se concluye que se deben considerar las propuestas descritas respecto del cambio del plan de extracción (mayores a 4.05 MTon/a) pueden ser analizadas con mayor profundidad debido a que muestran ahorros económicos dentro del estudio. A continuación se presentan los datos obtenidos del análisis:

VAC Base (MUS\$)	VAC Correa	VAN (Base vs Correa)	Año inicio	Plan de extracción
26,99	33,12	-6,13	2012	PND 2012
21,43	28,75	-7,32	2013	PND 2012
17,94	24,81	-6,88	2014	PND 2012
21,39	29,08	-7,69	2013	2,6 Mton/a
26,32	31,04	-4,72	2013	3,2 Mton/a
30,44	32,47	-2,03	2013	3,7 Mton/a
31,26	32,61	-1,35	2013	3,8 Mton/a
32,90	33,35	-0,45	2013	4,0Mton/a
33,32	33,12	0,20	2013	4,05 Mton/a
34,55	33,64	0,91	2013	4,2Mton/a

Tabla 11.1: Resumen del análisis de sensibilidad de costos

CAPITULO XII

RECOMENDACIONES

En función de lo anteriormente mencionado cabe indicar que un estudio sobre las alternativas de incremento del plan de extracción pueden conducir a la factibilidad de la implementación de la alternativa propuesta.

Considerando el escenario económico del Cobre se debe tomar en cuenta el incremento del costo unitario, que se torna variable según los parámetros indicados en el PND 2013, pudiendo éstos alcanzar valores más altos que los estipulados dentro de este trabajo. Por lo cual aún queda abierta la posibilidad de implementación de esta Alternativa de Mejoramiento de Transporte. A continuación en la tabla resumen 11.2 se indica el Análisis de Sensibilidad en función del costo unitario.

VAC Base (MUS\$)	VAC Correa (MUS\$)	VAN (Base vs Correa)	Año inicio	Costo unitario	Plan de extracción
21,43	28,75	-7,32	2013	2,17	PND 2012
22,72	28,75	-6,04	2013	2,30	PND 2012
24,69	28,75	-4,06	2013	2,50	PND 2012
26,67	28,75	-2,09	2013	2,70	PND 2012
27,72	28,75	-1,03	2013	2,80	PND 2012
28,75	28,75	0	2013	2,91	PND 2012
30,62	28,75	1,87	2013	3,10	PND 2012
32,60	28,75	3,84	2013	3,30	PND 2012
34,57	28,75	5,82	2013	3,50	PND 2012
37,53	28,75	8,78	2013	3,80	PND 2012

Tabla 11.2: Resumen del análisis de sensibilidad de costo unitario

En función de lo anteriormente mencionado se concluye que a condiciones actuales el costo unitario de transporte de material mineralizado desde el acopio hacia la planta concentradora puede subir hasta 2.91 US\$/Ton) y aun así tornarse rentable) antes de plantear la opción de implementar una alternativa de transporte por cintas transportadoras.

1. BIBLIOGRAFÍA

2. Alles, Rainer. (1995). Diseño de Correas Transportadoras. Alemania: CONTITECH, Conveyor Belt Group
3. Bravo, J (1999). Estudio De Alternativas de Mejoramiento del Negocio Mina-Hidrometalurgia. Tesis de Titulación de Ingeniero Civil en Minas. Universidad de Atacama. Chile
4. Calfucura, Enrique T.Figueroa, Eugenio B. (2002). Depreciación del Capital Natural, Ingreso y Crecimiento Sostenible: Lecciones de la Experiencia Chilena. Santiago, Chile. Revisado el 5 de julio del 2012. Desde Internet.
5. http://politicaspUBLICAS.udp.cl/media/publicaciones/archivos/305/Documento_completo
6. CODELCO, Golder Associates. (2012). Análisis de Optimización y Planificación Minera - Mina Campamento Antiguo – Proyecto PEX. El Salvador, Chile
7. CODELCO, Golder Associates. (2012).Informe Técnico Plan de Negocios y Desarrollos. El Salvador, Chile.
8. CODELCO Orgullo de Todos (2012).La Corporación. Santiago, Chile: Autor. Revisado el 22 de abril del 2012 .Desde Internet. http://www.codelco.com/prontus_codelco
9. CODELCO, Orgullo de Todos, Portal. (2012). [en línea].
 - a. Vicepresidencia. Santiago, Chile: Autor. Revisado el 15 de abril del 2012. Desde Internet. <http://portal6.codelco.cl/irj/portal>.

10. Comisión Europea (2011). Análisis Costo – Eficacia. Comisión Europea: Autor. Revisado el 6 de julio del 2012. Desde Internet.
 - a. http://ec.europa.eu/europeaid/evaluation/methodology/examples/too_cef_res_es.pdf
11. Corporación Nacional del Cobre de Chile- División Salvador. (2007). Reglamento de orden, Higiene y Seguridad. Chile: Autor.
12. Departamento de Ingeniería Mecánica, Universidad Carlos III de Madrid. (). Bandas Transportadoras. Madrid, España: Autor. Revisado el 24 de abril del 2012. Desde Internet. <http://ocw.uc3m.es/ingenieria-mecanica/ingenieria-de-transportes>.
13. Gobierno de Chile, Ministerio de Planificación. (2010). Metodología General de Preparación y Evaluación de Proyectos. Santiago, Chile: Autor. Revisado el 13 de julio del 2012. Desde Internet. <http://guiametodologica.dbc.uchile.cl/documentacion>
14. Gomafiltros ().Cálculo Orientativo de la Cantidad de Telas de una Cinta Transportadora. Buenos Aires, Argentina: Autor. Revisado el 20 de abril del 2012. Desde Internet. <http://www.gomafiltros.com/productos>.
15. Gómez de las Heras, Jesús. López Jimeno, Carlos. López Jimeno, Emilio. Manglano Alonso, Santiago. Toledo Santos, Jose. (2000). Manual de Arranque, Carga y Transporte en Minería a Cielo Abierto. España: Estudios y Proyectos Mineros, S.A.
16. Manuel Just Verdú. S.A. (2010). Bandas Transportadoras/Bandas de Caucho/Capacidad de Transporte. Valencia, España: Autor. Revisado el 4 de mayo del 2012. Desde Internet. http://mjv.es/caucho_capacidad.htm
17. Magaña, Jose. Sainz, Rafael.”Método para realizar un Análisis de Sensibilidad a Proyectos de Inversión, ante cambios en la Tasa DE Interés”. Revista Voces: Tecnología y Pensamiento. (2), Mérida, México: IUTEjido, Dic. 2007. P. 49-58.

18. PHOENIX (2006). Fundamentos de Diseño de las Correas Transportadoras Phoenix. Hamburgo, Alemania: Autor. Revisado el 20 de abril del 2012. Desde Internet. <http://www.krk.com.br/html/produtos/phoenix>.
19. PIRELLI. (2010). Manual de Cálculo de cintas Transportadoras. Argentina: Autor.
20. Rincón del Vago (). Rodillos y Cintas Transportadoras: Autor. Revisado el 24 de abril del 2012. Desde Internet. <http://html.rincondelvago.com/>
21. SEMPERIT. (2007). Bandas Transportadoras. Primera Edición. Estados Unidos: Autor.
22. Swinderman, PE. Marti, Andrew. Goldbeck, Larry. Marshall Daniel. Strebel. Mark. (2009). FOUNDATIONS: El Recurso Practico para Mayor Limpieza, Seguridad y Productividad en el Control de Polvo y Material. Cuarta Edición. Neponset- Illinois. Estados Unidos. Martin Engineering Company.

GLOSARIO

Block Caving – Hundimiento de bloques.- Es un método de explotación subterránea ideal en cuerpos irregulares de grandes dimensiones como son los yacimientos tipo pórfido cuprífero. El requisito técnico es que la roca a hundir sea fácilmente fragmentable. En la mina subterránea Inca existen 5 niveles principales: hundimiento, producción, reducción (trituración), transferencia (de trolas a trenes) y vía de transporte hacia la Planta Concentradora.

Distrito minero.- Se refiere a un ayuntamiento o grupo de ayuntamientos en los que se encuentran un número de productores mineros. El Distrito Minero Indio Muerto cuenta con 4 de Minas a cielo abierto y 1 Subterránea, distribuidas en la región de Atacama.

Explotación Cielo Abierto (tajo).- Son explotaciones mineras que se desarrollan en la superficie del terreno, a diferencia de las subterráneas, que se desarrollan bajo ella. La condición para optar por este método de explotación es la cercanía a la que se encuentra el yacimiento de la superficie. Este es un método relativamente económico comparado con la explotación subterránea.

Explotación Subterránea.- Forma de extracción desarrollada bajo la superficie. Debido a sus costos elevados, la decisión de planificar un sistema de explotación de esta categoría implica conocer condiciones geológicas favorables del yacimiento, la inclinación del cuerpo mineral, forma del yacimiento. Dentro de las labores subterráneas se tienen: túneles, cavernas, bocamina o emboquille, cuartel, galería, pozo, chimenea, etc.

Pit.- Patio de maniobras de una mina a cielo abierto.

SIGLAS

ANSCO.- Asociación Nacional de Supervisores del Cobre.

APD .- Alto Poder Detonante.

CA.- Campamento Antiguo.

CEI.- Comisión Electrotécnica Internacional (CEI).

CEMA.- Asociación de Fabricantes de Equipos de Cintas Transportadoras ,“Conveyor Equipment Manufacturers Asociation”.

CODELCO.- Corporación del Cobre.

DIN.- El Instituto Alemán de Normalización “*Deutsches Institut für Normung*”.

DSAL.- División Salvador.

FESUC.- Federación de Supervisores del Cobre.

FTC.- Federación de Trabajadores del Cobre.

IN.- Inca Norte.

ICW.- Inca Central Oeste.

ISO.- Organización Internacional de Normalización.

IW.- Inca Oeste.

MSG.- Mining Service Group. Grupo de servicios para la minería.

OAL.- Oxido alta ley.

OBL.- Oxido Baja Ley.

PEX.- Plan Exploratorio Campamento Antiguo.

PND.- Plan de Negocios y Desarrollo.

Qm/CC .- Quebrada del Medio / Colina de Cobre.

SAL.- Sulfuro Alta Ley.

SSLM.- Sociedad de Servicios de la Minería.

STA.- Sistema de Transporte Alternativo.

SW.- Sur Oeste.

VAC.- Valor Actual de Costos.

VAN.- Valor Actual Neto.

SX-EW.- Solvent extraction and electrowinning – Extracción por solventes (ácido sulfúrico) y electro refinación.

ANEXOS

ANEXO A

Carta Gantt

ANEXO A

Carta Gantt

ANÁLISIS DE LAS ALTERNATIVAS DE TRANSPORTE DE SULFUROS DESDE EL ACOPIO HASTA LA CONCENTRADORA PARA EL RAJO CAMPAMENTO ANTIGUO																											
Actividad	Abril				Mayo				Junio				Julio				Agosto				Septiembre						
	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4			
Revisión Bibliográfica																											
Definición del Problema																											
Marco Teórico																											
Metodología																											
Entrega Del Proyecto																											
Desarrollo Del Proyecto																											

ANEXO B

PROCESO DEL COBRE

ANEXO B

PROCESO DEL COBRE

Concentradora

Chancado

Esta etapa inicia con la recepción del mineral hasta la descarga a los acopios de mineral triturado y puede funcionar de manera independiente del resto de procesos de la planta. El mineral fresco proveniente de la mina es receptado en una tolva que cuenta con una parrilla o criba de 20" (50 cm) de abertura. En la parte inferior tiene un alimentador vibratorio tipo grizzly de 7"(18 cm) (33HP), en el cual se separan los finos de los gruesos (mineral). Los gruesos son enviados a la etapa de trituración o chancado.

El propósito principal del chancado es efectuar las reducciones de tamaño necesarias, hasta obtener un producto de una granulometría adecuada $\frac{1}{2}$ " (1,27 cm.). que permita el desarrollo de la lixiviación en pilas o de la concentración en forma eficiente. El mineral proveniente de la mina presenta granulometría variada, debido al no condicionamiento de la roca una vez explotada y se tiene partículas de menos de 1 mm hasta pedazos grandes de 1 m de diámetro. (El material mayor a 20" (50 cm) se somete a trituración secundaria con martillos)

Este proceso está conformado por tres etapas: primaria, secundaria y terciaria.

En la primera Etapa, el chancador primario de mandíbulas reduce el tamaño máximo de los fragmentos a 6"(15 cm) de diámetro. La descarga de este junto con el fino del grizzly son conducidos a través de una correa transportadora de 40" (102 cm) y 97 m de largo (motor 100HP), hasta la zona de acopio. Luego el mineral pasa a otra correa de 48" (122 cm) y 47 m la que puede formar dos conos de acopio, uno de ellos alimentara a la etapa de chancado secundario-terciario y el otro sirve como acopio de emergencia.

Para pasar a la Etapa de trituración Secundaria; en la zona de acopio (chancado secundario) se tiene 4 alimentadores vibratorios a través de una tercera correa de 36" (91cm) y 165 m de largo (125HP), descargando directamente sobre el chancador secundario el cual reduce el tamaño del material a $\frac{1}{2}$ ".

Para la tercera etapa, el material es depositado sobre la cinta No4 de 60" (152 cm) y 26 m de largo (40HP), luego sobre la No 5 de 48" (122 cm), el triturador entregando un material inferior a $\frac{1}{4}$ " (0,63 cm).

El proceso de chancado es similar para los procesos de lixiviación y concentración, el oxido triturado es enviado a pilas de lixiviación y el mineral de sulfuro pasa a la etapa de molienda.

Molienda

Este trabajo es realizado en 5 secciones, cuatro de ellas compuestas por 1 molino de barras Marcy y 2 molinos de bolas de 10' x 14' (25,4 cm x 35,56 cm), operando en circuito cerrado con una batería de 2 hidrociclones Krebs de 26" (66,04 cm) de diámetro.

La quinta sección está compuesta de 1 molino de barras Marcy de 13,5' x 18' (34,29 cm x 45,72 cm) y 2 molinos de bolas Marcy de 16,5' x 19' (41,91 cm x 48,26 cm) que opera en circuito cerrado con una batería de 4 hidrociclones Krebs de 26" (66,04 cm) de diámetro.

El mineral una vez que ha pasado por el proceso de chancado, alimenta al molino de barras, donde el mineral se reduce de tamaño desde 3% + 0,5" a bajo 8 mallas (2362 micras).

La descarga del molino de barras se envía al circuito de molienda-clasificación, obteniendo un producto final de tamaño medio de 22% + 65 mallas (230 micras).

En esta etapa se adicionan los reactivos químicos requeridos por el proceso de flotación, tales como Colectores, Espumantes y modificador de PH.

Flotación

El proceso consta de una etapa de flotación rougher, una de limpieza (cleaner) y una de agotamiento (scavenger).

El producto obtenido de la molienda y acondicionado con reactivos, se reparte en 5 líneas de flotación rougher de 9 celdas de 1500 ft³.

El concentrado que se obtiene, se somete a remolienda en 2 circuitos idénticos compuestos por 2 molinos de bolas Marcy de las mismas características de los anteriormente mencionados. El relave se envía gravitacionalmente a la planta de agua.

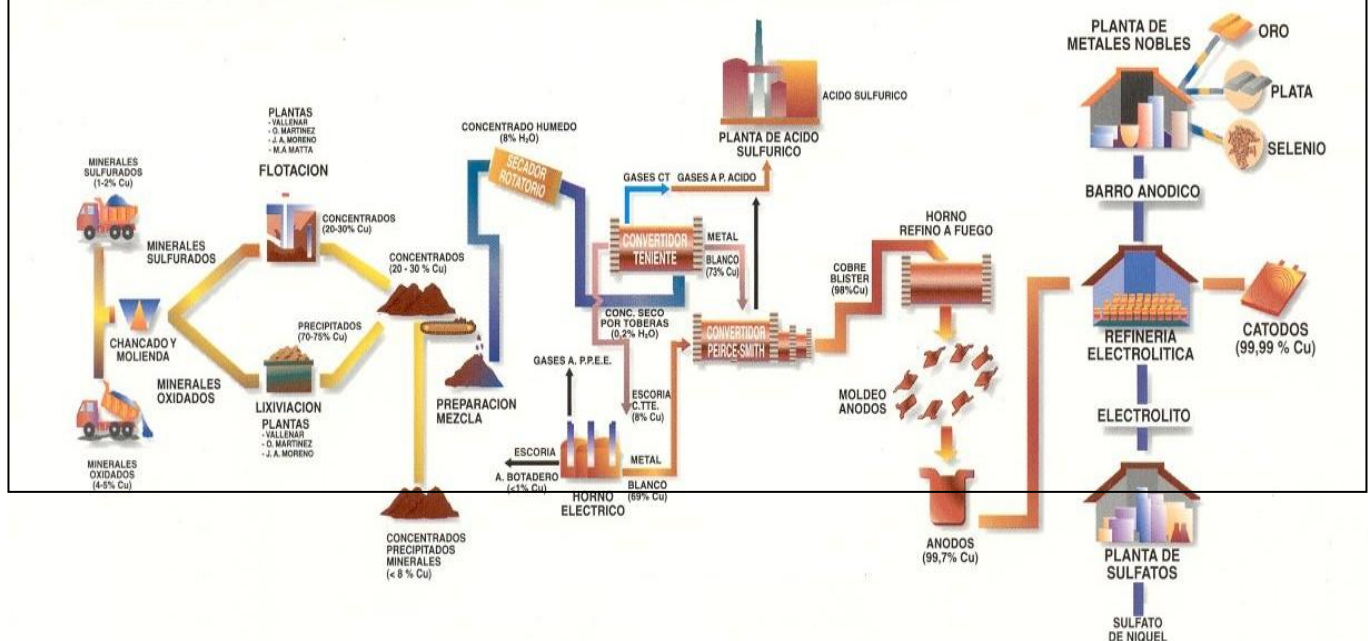
El producto de la remolienda, tamaño de 82% -325 mallas (60 Micrones), se envía a flotación de limpieza compuesta por 2 celdas de columnas de 12 m x 13,4 m que producen el concentrado mixto de 30% Cu y 0,8% Mo.

El relave de la limpieza alimenta la etapa de flotación de agotamiento en donde se obtiene un concentrado que sé recircula a las columnas, y el relave se junta con el primario con destino a planta de agua.

Proceso de refinación Prof. C. Torres 2010

Planta de Molibdeno

Proceso de producción



En esta planta se procesan los concentrados mixtos (contienen Mo), realizando una flotación diferencial es decir se precipitan los sulfuros de Cu flotando los de Mo, para ello se utiliza una mezcla de reactivos 80% Na₂S y 20% As₂O₃.

La planta cuenta con flotación primaria y primera limpieza que se realiza en celdas mecánicas de 400 y 40 ft³ (11270 y 1127 cm³). El concentrado se somete a un calentamiento a 80°C previo acondicionamiento con Cianuro de Na, para posteriormente ejecutar 4 flotaciones de limpieza en celdas Denver Sub-A.

El concentrado final (50-52% de Mo y 0,6% Cu), se envía a maquila para su transformación en trióxido de Mo.

El relave de la planta de Mo, forma el concentrado de Cu que se envía a la Planta de Filtros mediante un minero-ducto de 6" de diámetro.

Planta de Filtro

La Planta de Filtros Cerámicos está ubicada en la quebrada de Llanta, fue diseñada para procesar el concentrado proveniente de El Salvador y cuenta con 2 filtros de discos de 45 m² de área.

El concentrado llega a un estanque agitador de 230 m³, que alimenta por medio de una bomba a un circuito cerrado que abastece a cada filtro.

Una vez el concentrado filtrado presente una humedad entre 11 a 14% es enviado mediante un sistema de correas transportadoras a un acopio. Una vez aquí y con ayuda de un cargador frontal se procede a cargar carros de 35 Ton de capacidad, los cuales se envían a la Fundición.

Planta de Agua

Los relaves de la concentradora se distribuyen desde una torre a 3 espesadores de 91m 76m y 78 m de diámetro, donde se recupera el 40% del agua fresca proveniente desde la cordillera. Para la separación sólido-líquido en los espesadores se adiciona un reactivo floculante.

El agua recuperada de los espesadores se impulsa con bombas a 3 estanques de almacenamiento donde se mezcla con agua fresca recirculando al proceso de molienda.

Planta Los Amarillos

El relave de la Concentradora recorre una longitud de 25 Km, con una diferencia de cota de 1000 m, hasta el sector Los Amarillos donde se ubica la planta de re-tratamiento de relaves.

Esta planta cuenta con 2 líneas de Cascadas que procesan el total del relave, generando un concentrado que se impulsa a la flotación primaria, el relave sigue su curso gravitacional hasta el Tranque Pampa Austral.

El circuito de flotación primaria produce un concentrado que se envía a remolienda-clasificación y desde allí pasa a flotación de limpieza constituida por 2 celdas de columnas en donde se obtiene el concentrado final de 20% Cu y 3% Mo.

El concentrado Los Amarillos se transporta a la Planta de Molibdeno para recuperar este elemento.

Tranque Pampa Austral

El tranque se sitúa a 48 km. de la concentradora, y es el encargado de recibir gravitacionalmente el relave para su depositación; el agua clara escurre hacia la cubeta en donde un sistema de bombas la impulsan a una canaleta de 16 km de longitud que descarga en el lecho del río Salado, esta agua es tratada por ósmosis inversa con el fin de disminuir los metales pesados residuales.

LIXIVIACIÓN

Este es un proceso hidrometalúrgico dentro del cual se provoca la disolución del Cu desde el mineral previamente triturado para luego ser recuperado en mediante electrólisis. Se practica sobre el mineral oxidado debido a su susceptibilidad al ataque de ácido sulfúrico (H_2SO_4).

El óxido triturado se transporta hacia los apiladores que consisten en una plataforma plana recubierta de polietileno de baja densidad y espesor de 0,3 mm, sobre esta se construye un

sistema de recolección de canales apoyada en una base de cañerías que servirán para el drenaje.

Las pilas se forman mediante acumulaciones de material mineralizado formando una especie de torta o terraplén de 120 m de largo por 50 m de ancho y altura de 5 m (37000T) levemente inclinada para permitir el escurrimiento y captación de las soluciones, sobre la que se riega una solución de ácido sulfúrico para extraer el cobre de los minerales oxidados

Sobre esta pila se instala una red de cañerías de riego con aspersores. El sistema de riego inicia con una solución intermedia (7-10 g/l ácido y 1-2 g/l de Cu), esta solución procede de dos recolectores diferentes; una parte de los estanques recolectores de efluentes de pilas agotadas (recirculación) y otra parte de la planta de extracción por solventes (solución 10-14 g/l y 0.2-0.6 g/l de Cu). La restitución del agua que se pierde a causa de la evaporación se consigue agregando agua a los estanques de refino o de solución intermedia.

Para la recolección de las soluciones obtenidas de las pilas de lixiviación, se tiene una canaleta colectora que alimenta a tuberías independientes para cada tipo de solución en dependencia de la cantidad de contenido de Cu. A continuación se descargan sobre estanques, uno de alta concentración y solución intermedia.

Descripción del proceso de extracción por solventes

El proceso extracción por solventes (aplicada a la Hidrometalurgia) se encarga de la purificación y concentración de metales como el cobre. Se tienen dos trenes de capacidad de 300 MTon³/h que emplean estanques decantadores que servirán para las siguientes dos etapas: una de lavado orgánico y otra de re-extracción o descarga de orgánico. Los equipos están contruidos en hormigón armado con protección contra la corrosión (revestimiento de resina forzada con fibra de vidrio FRP).

La solución proveniente de la lixiviación es alimentada a la primera etapa de extracción, una vez aquí la solución se combina y se agita con una solución orgánica semi cargada (ésta proviene de la segunda etapa de extracción por recirculación) Esta solución contiene

extrayente permitiendo la transferencia de iones cúpricos desde la fase acuosa a la orgánica formando un complejo órgano-metal el cual es soluble en la fase orgánica y el paso inverso de iones hidrógeno. Las impurezas por lo general no reaccionan con el extrayente y se quedan en la fase acuosa. La fase orgánica que contiene el complejo órgano - metal es separada de la fase acuosa. El metal es recuperado y concentrado en otra fase acuosa por la reacción química inversa.

El órgano metal es enviado a un estanque post decantador y posteriormente a un coalescedor para retirar el acuoso excedente.

El circuito de extracción produce una fase orgánica cargada que contiene el metal de valor y una fase acuosa agotada del metal refinado o semirefinado.

El semirefinado es enviado para un tratamiento de remoción selectiva de impurezas de metales de la fase orgánica cargada por tratamiento con solución re-extracción o stripping, formando así un flujo en contracorriente entre el acuoso y el orgánico. El refino es la solución acuosa después que se ha extraído el 90% de Cu, ésta descarga en un post decantador de refino que permite la recuperación del arrastre del orgánico

En el agua de procesos existe presencia de cloruros y para contrarrestar su paso en cantidades excesivas al circuito electrolítico, el refino (orgánico cargado) pasa por un filtro que retiene el acuoso arrastrado.

Luego la dilución ocurre cuando se mezcla el orgánico con agua (mínima cantidad de cloruros) asegurando su contenido.

Electro refinación: (electrorefining): este proceso se lleva a cabo en las celdas electrolíticas en donde se ponen alternadamente un ánodo de cobre blister y un cátodo inicial de cobre puro en una solución de ácido sulfúrico.

A esta instalación se le aplica una corriente eléctrica continua de baja intensidad, que hace que se disuelva el cobre del ánodo y se deposite en el cátodo inicial, lográndose cátodos de 99,97% de pureza mínima.

Electro-obtención: (electrowinning, EW): Proceso electrometalúrgico que se realiza en celdas electrolíticas, donde se disponen alternadamente un ánodo (placa de plomo o de acero

inoxidable) y cátodos (placa de acero inoxidable) dentro de la solución electrolítica previamente concentrada.

Las placas metálicas están conectadas formando un circuito en que la corriente entra por los ánodos (polo positivo), viaja a través del electrolito y sale por los cátodos.

El proceso se realiza mediante la aplicación de una corriente eléctrica de baja intensidad, la cual provoca que los cationes de Cu, de carga +2 (Cu^{+2}) sean atraídos hacia el polo negativo o cátodo y se depositen sobre éste en forma metálica y de carga cero (Cu^0), con una pureza de 99,99% cobre.

ANEXO C

TRANSPORTE MEDIANTE CAMIONES

ANEXO C

TRANSPORTE MEDIANTE CAMIONES MACK DE 35 TON

A continuación se presentan los resultados generados de acuerdo con las especificaciones de los sistemas de transporte por ruedas que se señala. Para su obtención se han utilizados los valores indicados en el manual Caterpillar 2000.

Numero de paladas por Volquete

Es el total de paladas que se necesitan para llenar la tolva del camión.

$$\text{Numero de paladas por volquete} = \frac{\text{Capacidad del volquete } m^3}{\text{Capacidad del cucharón } m^3}$$

$$\text{Numero de paladas por volquete} = \frac{24.4 m^3}{5.2 m^3}$$

$$\text{Numero de paladas por volquete} = 4.7$$

Tiempo unitario específico de cargado (T_c)

Es el tiempo en el que se carga una Ton de material. Este está en función del tiempo de ciclo de la cargadora.

$$T_c = \frac{T_{ct}}{60 * Q * \gamma}$$

Dónde:

T_{ct} =Tiempo de ciclo de la cargadora (0.37 min)

Q = Capacidad del cucharón (5.2 m^3)

γ = Peso volumétrico (2.5 Ton/ m^3)

$$T_c = \frac{0.37 \text{ min}}{60 \times 5.2 \text{ m}^3 \times 2.5 \text{ Ton/m}^3}$$

$$T_c = 0.0005 \text{ Horas/Ton}$$

Tiempo unitario específico en la descarga (T_d)

Es el tiempo que se demora en descargar el material. (Manual de rendimiento Cat 2000).

$$T_d = 0.0005 \text{ Horas /Ton}$$

Capacidad de Carga (E_c)

Es la capacidad de carga del camión en función de los tiempos de carga y descarga

$$E_c = \frac{\sqrt{T_{dp} \times T_o}}{T_c + T_d}$$

Dónde:

T_{dp} = Tiempo de desplazamiento (horas)

t_o = Tiempo mínimo en el cambio de unidades (0.013 Horas/Ton)

T_c = Tiempo de carga (0.001 Horas/Ton)

T_d = Tiempo de descarga (0.0005 Horas/Ton)

$$E_c = \frac{\sqrt{0.6 \times 0.013 \text{ Horas}}}{0.001 \frac{\text{Horas}}{\text{ton}} + 0.0005 \frac{\text{Horas}}{\text{ton}}}$$

$$E_c = 37 \text{ Ton}$$

Volumen del balde (V_b)

$$V_b = \frac{Ec}{\gamma} * Ke$$

Dónde:

Ec = Capacidad de Carga (Ton)

γ = Peso Volumétrico (Ton/ m^3)

Ke = Coeficiente de esponjamiento

$$V_b = \frac{37 \text{ Ton}}{2.5 \frac{\text{Ton}}{m^3}} * 1.6$$

$$V_b = 23.68 m^3$$

Tiempo de un ciclo de recorrido para una unidad de transporte (T_{cl})

El tiempo de ciclo es el tiempo total en dar una vuelta completa es decir el tiempo de ida y regreso, tiempo de carga y descarga.

$$T_{cl} = T_{ida} + T_{carg} + T_{desc} + T_{ret} + T_{man}$$

Los tiempos de ida y vuelta están en función de la distancia de recorrido y la velocidad del camión con carga y sin ella.

Velocidad con carga = 35 Km/Hora

Velocidad sin carga = 40 Km/Hora

Distancia de recorrido = 11Km

$$\text{Tiempo} = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad}}$$

$$\text{Tiempo de Ida} = \frac{11 \text{ km}}{35 \text{ km/h}}$$

Tiempo de Ida = **0.314 Horas**

$$\text{Tiempo de Retorno} = \frac{11 \text{ km}}{40 \text{ km/h}}$$

Tiempo de Retorno = **0.28 Horas**

Tiempo de Maniobra = Tiempo de carga + Tiempo de descarga + Tiempo de maniobra

Tiempo de Maniobra = 0.15 Horas (Dato real)

Tiempo de ciclo = **0.74 Horas**

Número de unidades de transporte

Está en dependencia de la cantidad de material a mover, del número de horas de trabajo y la capacidad del volquete

$$N_{tr} = \frac{Q_d * T_{cl}}{E_c * T_{tr}}$$

Dónde:

Q_d = Producción diaria del mineral (Ton)

T_{cl} = Tiempo de ciclo (Horas)

E_c = Capacidad de carga del volquete (Ton)

T_{tr} = Tiempo de transporte (20 Horas)

Para el año 2013:

$$N_{tr} = \frac{\frac{11521,2 \text{ Ton}}{\text{dia}} * 0,74 \text{ Horas}}{37 \text{ Ton} * 20 \text{ Horas}}$$

N_{tr} = **12 camiones** (Para el año 2013)

A continuación se muestra una tabla con la cantidad de camiones que se requieren para cada uno de los años de extracción:

Año	Ton /año	Ton/dia	Cantidad de camiones
2013	3.802.000	11521,2	12
2014	2.599.000	7875,8	8
2015	2.600.000	7878,8	8
2016	2.599.000	7875,8	8
2017	4.200.000	12727,3	13
2018	877.000	2657,6	3

Tabla de cantidad de camiones en dependencia al Plan de extracción anual

Número de viajes de cada volquete (N_v)

$$N_v = \frac{Qd}{N_{tr} * Q_v}$$

Dónde:

Q_d = Producción diaria por tonelada

N_{tr} : Número de unidades de transporte

Q_v = Capacidad de carga del volquete (Ton)

$$N_v = \frac{11521.2 \text{ Ton}}{12 \text{ Camiones} * 35 \text{ Ton}}$$

N_v = **29 viajes/cada volquete**

Rendimiento Teórico del volquete (R_{te})

$$R_{te} = \frac{Q}{T_{cl}}$$

Dónde:

Q = Capacidad de balde del volquete (m^3)

T_{cl} = Tiempo de ciclo (Horas)

$$R_{te} = \frac{24.2 \text{ m}^3}{0.74 \text{ horas}}$$

R_{te} = **33 m^3 /hora**

Rendimiento teórico del volquete (R_{tn})

$$R_{tn} = R_{te} * 0.75$$

$$R_{tn} = 33 \text{ m}^3/\text{hora} * 0.75$$

$$R_{tn} = \mathbf{24.53 \text{ m}^3/\text{hora}}$$

Rendimiento practico del volquete (Rpa)

$$R_{pa} = R_{tn} * 0.75$$

$$R_{pa} = 24.53 \text{ m}^3/\text{hora} * 0.75$$

$$R_{pa} = 18.40 \text{ m}^3/\text{horas}$$

TRANSPORTE MEDIANTE CAMIONES CAT 777 DE 90 TON

A continuación se presentan los resultados generados de acuerdo con las especificaciones de los sistemas de transporte por ruedas que se señala. Para su obtención se han utilizados los valores indicados en el manual Caterpillar 2000

Numero de paladas por Volquete

Es el total de paladas que se necesitan para llenar la tolva del camión

$$\text{Numero de paladas por volquete} = \frac{\text{Capacidad del volquete m}^3}{\text{Capacidad del cucharon m}^3}$$

$$\text{Numero de paladas por volquete} = \frac{60.5}{23.7}$$

$$\text{Numero de paladas por volquete} = 2.6$$

Tiempo unitario específico de cargado (T_c)

Es el tiempo en el que se carga una Ton de material. Este está en función del tiempo de ciclo de la cargadora.

$$T_c = \frac{T_{ct}}{60 * Q * \gamma}$$

Dónde:

T_{ct} =Tiempo de ciclo de la cargadora (0.30 min)

Q = Capacidad del cucharón (23.7 m³)

γ = Peso volumétrico (2.5 Ton/m³)

$$T_c = \frac{0.30 \text{ min}}{60 * 23.7 \text{ m}^3 * 2.5 \text{ Ton/m}^3}$$

$$T_c = 0.0001 \text{ Horas/Ton}$$

Tiempo unitario específico en la descarga (T_d)

Es el tiempo que se demora en descargar el material. (Manual de rendiimiento Cat 2000)

$$T_d = 0.001 \text{ Horas /Ton}$$

Capacidad de Carga (E_c)

Es la capacidad de carga del camión en función de los tiempos de carga y descarga

$$E_c = \frac{\sqrt{T_{dp} * T_o}}{T_c + T_d}$$

Dónde:

T_{dp}= Tiempo de desplazamiento (horas)

t_o=Tiempo mínimo en el cambio de unidades (0.017 Horas/Ton)

T_c =Tiempo de carga (0.0001 Horas/Ton)

T_d = Tiempo de descarga (0.001 Horas/Ton)

$$E_c = \frac{\sqrt{0.6 \times 0.017 \text{ Horas}}}{0.0001 \frac{\text{Horas}}{\text{ton}} + 0.001 \frac{\text{Horas}}{\text{ton}}}$$

$$E_c = \mathbf{91.81 \text{ Ton}}$$

Volumen del balde (V_b)

$$V_b = \frac{E_c}{\gamma} * K_e$$

Dónde:

E_c = Capacidad de Carga (Ton)

γ = Peso Volumétrico (Ton/ m^3)

K_e = Coeficiente de esponjamiento

$$V_b = \frac{91.81 \text{ Ton}}{2.5 \frac{\text{Ton}}{m^3}} * 1.6$$

$$V_b = \mathbf{58.76 m^3}$$

Tiempo de un ciclo de recorrido para una unidad de transporte (T_{cl})

El tiempo de ciclo es el tiempo total en car una vuelta completa es decir el tiempo de ida y regreso, tiempo de carga y descarga.

$$T_{cl} = T_{ida} + T_{carg} + T_{desc} + T_{ret} + T_{man}$$

Los tiempos de ida y vuelta están en función de la distancia de recorrido y la velocidad del camión con carga y sin ella.

Velocidad con carga = 35 Km/Hora

Velocidad sin carga = 40 Km/Hora

Distancia de recorrido = 11Km

$$\text{Tiempo} = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad}}$$

$$\text{Tiempo de Ida} = \frac{11 \text{ km}}{35 \text{ km/h}}$$

Tiempo de Ida = **0.314 Horas**

$$\text{Tiempo de Retorno} = \frac{11 \text{ km}}{40 \text{ km/h}}$$

Tiempo de Retorno = **0.28 Horas**

Tiempo de Maniobra = Tiempo de carga + Tiempo de descarga + Tiempo de maniobra

Tiempo de Maniobra = 0.17 Horas (Dato real)

Tiempo de ciclo = **0.76 Horas**

Número de unidades de transporte

Está en dependencia de la cantidad de material a mover, del número de horas de trabajo y la capacidad del volquete

$$N_{tr} = \frac{Q_d * T_{cl}}{E_c * T_{tr}}$$

Dónde:

Q_d = Producción diaria del mineral (Ton)

T_{cl} = Tiempo de ciclo (Horas)

E_c = Capacidad de carga del volquete (Ton)

T_{tr} = Tiempo de transporte (20 Horas)

Para el año 2013:

$$N_{tr} = \frac{\frac{11521.2 \text{ Ton}}{\text{dia}} * 0.74 \text{ Horas}}{91.81 \text{ Ton} * 20 \text{ Horas}}$$

N_{tr} = **5 camiones** (Para el año 2013)

A continuación se muestra una tabla con la cantidad de camiones que se requieren para cada uno de los años de extracción:

Año	Ton /año	Ton/día	Cantidad de camiones
2013	3.802.000	11521,2	5
2014	2.599.000	7875,8	3
2015	2.600.000	7878,8	3
2016	2.599.000	7875,8	3
2017	4.200.000	12727,3	5
2018	877.000	2657,6	1

Tabla de cantidad de camiones en dependencia al Plan de extracción anual

Número de viajes de cada volquete (N_v)

$$N_v = \frac{Q_d}{N_{tr} \cdot Q_v}$$

Dónde:

Q_d= Producción diaria por tonelada

N_{tr}: Número de unidades de transporte

Q_v= Capacidad de carga del volquete (Ton)

$$N_v = \frac{11521.2 \text{ Ton}}{5 \text{ Camiones} \cdot 91.81 \text{ Ton}}$$

N_v= **27 viajes/cada volquete**

Rendimiento Teórico del volquete (R_{te})

$$R_{te} = \frac{Q}{T_{cl}}$$

Dónde:

Q = Capacidad de balde del volquete (m^3)

T_{cl} = Tiempo de ciclo (Horas)

$$R_{te} = \frac{58.76 \text{ } m^3}{0.74 \text{ horas}}$$

$$R_{te} = 82 \text{ } m^3/\text{hora}$$

Rendimiento teórico del volquete (R_{tn})

$$R_{tn} = R_{te} * 0.75$$

$$R_{tn} = 82 \text{ } m^3/\text{hora} * 0.75$$

$$R_{tn} = 61.32 \text{ } m^3/\text{hora}$$

Rendimiento practico del volquete (R_{pa})


$$R_{pa} = R_{tn} * 0.75$$

$$R_{pa} = 61.32 \text{ } m^3/\text{hora} * 0.75$$

$$R_{pa} = 45.39 \text{ } m^3/\text{hor}$$

Parámetros de los volquetes

MODELO CAT 769 ANALOGO A MACK 35 TON

		
MODELO	769D	
Tipo de caja	Piso plano	
Peso bruto del vehículo	68.180 kg	150.000 lb
Peso del chasis*	22.950 kg	50.600 lb
Peso de la caja	7800 kg	17.200 lb
Carga útil máxima**	37.430 kg	82.530 lb
Peso del revestimiento estándar de la caja	3300 kg	7280 lb
Carga útil con revestimiento estándar de la caja	34.130 kg	75.250 lb
Capacidad:		
A ras (SAE)	16,5 m³	21,6 yd³
Colmado (2:1) (SAE)	24,2 m³	31,7 yd³
Distribución del peso (vacío):		
Delante	49,7%	
Detrás	50,3%	
Distribución del peso (cargado):		
Delante	33,2%	
Detrás	66,8%	
Modelo de motor	3408E TA	
Número de cilindros	8	
Calibre	137 mm	5,4"
Carrera	152 mm	6"
Cilindrada	18 L	1099 pulg³
Potencia en el volante	362 kW	485 hp
Potencia bruta	380 kW	510 hp
Neumáticos estándar	18.00R33 (E-4)	
Radio de giro de la máquina	19,8 m	65'0"
Capacidad del tanque de combustible	530 L	140 gal. EE.UU.
Velocidad máxima (cargado)	75 km/h	47 mph
DIMENSIONES PRINCIPALES		
(Vacío):		
Altura hasta el borde del protector de rocas de la cabina	4,00 m	13'1"
Distancia entre ejes	3,70 m	12'2"
Longitud total	7,60 m	25'0"
Altura de carga (vacío)	3,20 m	10'6"
Altura en posición de descarga	7,80 m	25'7"
Longitud de la caja	5,40 m	17'10"
Ancho (operación)	5,01 m	16'5"
Ancho (embarque)***	3,99 m	13'1"
Entrevía de neumáticos delanteros	3,10 m	10'2"

CAMION CAT 777 90 TON

MODELO		777D	
Tipo de caja		Piso plano	
Peso bruto del vehículo	181.030 kg	355.000 lb	
Peso del chasis**	48.580 kg	107.100 lb	
Peso de la caja	18.430 kg	36.185 lb	
Carga útil máxima	98.020 kg	211.710 lb	
Peso del revestimiento estándar de la caja	5675 kg	12.500 lb	
Carga útil con revestimiento estándar de la caja	90.340 kg	199.210 lb	
Capacidad:			
A ras (SAE)	42 m³	54,6 yd³	
Colmado (2:1) (SAE)	60,5 m³	79,1 yd³	
Distribución del peso (vacío):			
Delante	45,4%		
Detrás	54,6%		
Distribución del peso (cargado):			
Delante	33,3%		
Detrás	66,7%		
Modelo de motor		3508B TA	
Número de cilindros		8	
Calibre	170 mm	6,7"	
Carrera	190 mm	7,5"	
Cilindrada	34,5 L	2105 pulg³	
Potencia en el volante	699 kW	938 hp	
Potencia bruta	746 kW	1000 hp	
Neumáticos estándar		27.00R49	
Radio de giro de la máquina	28,4 m	93'2"	
Capacidad del tanque de combustible	1137 L	300 gal. EE.UU.	
Velocidad máxima (cargado)	60 km/h	38 mph	
DIMENSIONES PRINCIPALES			
(Vacío):			
Altura hasta el borde del protector de rocas de la cabina	5,00 m	16'5"	
Distancia entre ejes	4,57 m	15'0"	
Longitud total	9,78 m	32'1"	
Altura de carga (vacío)	4,34 m	14'3"	
Altura en posición de descarga	9,97 m	32'9"	
Longitud de la caja	6,95 m	22'10"	
Ancho (operación)	6,10 m	20'0"	
Ancho (embarque)***	3,51 m	11'5"	
Entrevía de neumáticos delanteros	4,17 m	13'8"	

ANEXO D

GUIA DE ESTÁNDARES DE CONTROL DE FATALIDADES

ANEXO D

GUIA DE ESTÁNDARES DE CONTROL DE FATALIDADES

Inciso B - REQUISITOS ASOCIADOS A LA ORGANIZACIÓN

B.1 Contar con un procedimiento que regule la operación de equipo pesado.

Se debe contar con un Reglamento de Tránsito de Personas y Materiales aprobado por el SERNAGEOMIN.

Se debe contar con procedimientos de trabajo seguro o de operación de los equipos pesados.

B.2 Segregar los ambientes de trabajo u operación, minimizando la interacción entre equipos pesados, livianos y personas.

Se debe privilegiar el uso de vías independientes (segregadas) para personas, vehículos livianos y equipos pesados.

Se debe implementar un Plan de Gestión de Tránsito definido gráficamente en un plano físico.

En la segregación se utilizarán elementos tales como: barreras, vallas, letreros, cenefas, semáforos y/o señales de tránsito como medidas de control de riesgo.

B.3 Realizar la gestión de cambio frente a modificaciones en el diseño de equipos, procesos críticos e interferencias operacionales.

Se debe contar con un procedimiento asociado a la “Gestión de Cambio”.

Toda modificación de actividades relacionadas con Equipos Pesados que impliquen cambios en su diseño que puedan afectar la seguridad de las personas, requerirá de un análisis de riesgo previo, antes de su implementación.

Esto, para evitar la introducción de cualquier cambio que pueda afectar la seguridad de los trabajadores.

La Administración de faena o área debe considerar los peligros y riesgos asociados a cualquier cambio en los equipos pesados, instalaciones, caminos o vías vehiculares o peatonales, o en los procesos que pueden afectar la seguridad de los operadores o de otras personas.

B.4 Disponer de sistema de control de tráfico de superficie y subterráneo.

Las operaciones mineras de superficie y subterráneas deben contar con un coordinador de tráfico, encargado de la planificación de movimiento y tráfico de los equipos pesados. Además, deberá atender las consultas operacionales a los operadores sobre el tránsito, informar de los movimientos de equipos pesados, optimizar la seguridad del personal en el transporte de materiales peligrosos dentro de los recintos y hacer evaluación del desempeño de los operadores de equipos pesados.

B.5 Disponer programa de control de fatiga, somnolencia, alcohol y drogas.

La Administración de faena debe mantener un Sistema o Programa de Control de Fatiga, Alcohol y Drogas, con la finalidad de prevenir, reducir y controlar los riesgos de accidentes. Se debe evaluar la implementación de sistemas o dispositivos tecnológicos que permitan alertar condiciones de fatiga, de acuerdo a la evaluación operacional.

B.6 Contar con plan de mantenimiento preventivo.

Todos los equipos pesados deberán contar con un plan específico de mantenimiento preventivo que permita garantizar la disponibilidad de los equipos en la operación y evitar la ocurrencia de fallas inesperadas que atenten contra la integridad física de los operadores; además de equipos y/o operadores del área de interacción.

Deberá además contar con un sistema de mantención predictiva de aquellos equipos cuyos sistemas son de alta criticidad para la operación y que no son detectados en los sistemas de mantenimiento tradicional.

Contar con las listas de pre uso de equipos, para la verificación del buen funcionamiento de éstos por parte del trabajador, previo al uso de los mismos.

B.7 Sistema de control de licencias de conducir y pases para vehículos.

Debe existir un sistema para el control de Licencia de Conductor y Autorización.

Interna para Conducir, así como de pases para vehículos, para acceder a los recintos industriales de la Corporación.

La supervisión a cargo debe mantener un sistema de control sobre las licencias y autorización de los conductores/operadores.

B.8 Al conducir, se prohíbe el uso de teléfono celular, incluido sistema manos libres.

Está prohibido el uso de teléfono celular, audífonos para radios comerciales, reproductores de CD, MP3, MP4 u otros equipos de similares características, durante la conducción/operación de equipo pesado.

B.9 Establecer una distancia mínima de seguridad con el vehículo que le antecede.

La organización debe reglamentar las distancias mínimas que se deben conservar en el desplazamiento y operación de equipos pesados y su interacción, de acuerdo a las particularidades de cada operación.

Si por algún motivo, un vehículo o persona ingresa al radio de la distancia mínima de seguridad, debe hacerlo con autorización vía radial del operador (mina superficie) o comunicación personal (mina subterránea); debe confirmar su salida por la misma vía.

ANEXO E

TOPOGRAFÍA DEL CAMINO DE LA CINTA Y CALCULO DE RESISTENCIAS

ANEXO E

TOPOGRAFÍA DEL CAMINO DE LA CINTA Y CÁLCULO DE RESISTENCIAS

								Coef. Correccion	coef. resistencia	Resistencias a vencer
Tramo	Carga	Descarga	Diferencia de altura	Longitud recta	Longitud inclinada	Inclinacion	α	C	f	F
	m	m	m	m	m	%	°			
1	2.672	2.686	14,0	433,90	434,13	0,03	1,85	1,25	0,017	25.446,9
2	2.686	2.707	21,0	225,40	226,38	0,09	5,35	1,40	0,017	25.197,7
3	2.707	2.706	1,0	379,50	379,50	0,00	-0,15	1,26	0,016	12.889,0
4	2.706	2.700	6,0	221,43	221,51	-0,03	-1,55	1,40	0,017	12.926,4
5	2.700	2.703	3,0	105,30	105,34	0,03	1,63	1,78	0,017	7.308,3
6	2.703	2.697	6,0	260,68	260,75	-0,02	-1,32	1,35	0,017	14.018,5
7	2.697	2.669	28,0	159,00	161,52	-0,18	-10,14	1,56	0,017	29.102,4
8	2.669	2.665	4,0	68,63	68,75	-0,06	-3,34	1,95	0,017	6.720,2
9	2.665	2.656	9,0	117,30	117,65	-0,08	-4,40	1,79	0,017	12.746,0
10	2.656	2.651	5,0	46,10	46,37	-0,11	-6,23	2,20	0,017	6.685,0
11	2.651	2.647	4,0	47,45	47,62	-0,08	-4,84	2,30	0,017	6.077,3
12	2.647	2.606	41,0	477,00	478,77	-0,09	-4,93	1,21	0,017	48.180,0
13	2.606	2.585	21,0	457,80	458,28	-0,05	-2,63	1,22	0,017	31.525,7
T1	2.672	2.585	87,0	2.999,49	3.000,75	-0,03	-1,66	1,04	0,017	151.593,5
14	2.585	2.583	2,0	134,60	134,61	-0,01	-0,85	1,65	0,017	7.402,9
15	2.583	2.581	2,0	250,30	250,31	-0,01	-0,46	1,38	0,017	10.615,9
16	2.581	2.565	16,0	243,40	243,93	-0,07	-3,77	1,38	0,017	21.684,7
17	2.565	2.545	20,0	372,90	373,44	-0,05	-3,07	1,26	0,017	28.407,7
18	2.545	2.525	20,0	327,90	328,51	-0,06	-3,50	1,29	0,017	27.187,0
19	2.525	2.505	20,0	250,90	251,70	-0,08	-4,57	1,38	0,017	25.188,2
20	2.505	2.500	5,0	84,70	84,85	-0,06	-3,38	1,91	0,017	8.256,8
21	2.500	2.500	0,0	123,80	123,80	0,00	0,00	1,69	0,016	5.285,9
22	2.500	2.500	0,0	132,30	132,30	0,00	0,00	1,65	0,016	5.515,1
23	2.500	2.481	19,0	406,12	406,57	-0,05	-2,68	1,25	0,017	28.584,0
24	2.481	2.471	10,0	301,90	302,07	-0,03	-1,90	1,31	0,017	18.386,9
25	2.471	2.473	2,0	256,60	256,61	0,01	0,45	1,32	0,017	10.441,3
T2	2.585	2.473	112,0	2.885,42	2.887,60	-0,04	-2,22	1,04	0,017	168.710,5
26	2.473	2.463	10,0	366,70	366,84	-0,03	-1,56	1,27	0,017	20.216,3
27	2.463	2.452	11,0	123,20	123,69	-0,09	-5,12	1,70	0,017	14.349,3
28	2.452	2.443	9,0	145,60	145,88	-0,06	-3,54	1,61	0,017	13.382,6
29	2.443	2.429	14,0	440,60	440,82	-0,03	-1,82	1,22	0,017	25.320,7
30	2.429	2.428	1,0	156,40	156,40	-0,01	-0,37	1,56	0,016	6.972,4
31	2.428	2.413	15,0	489,60	489,83	-0,03	-1,76	1,20	0,017	27.431,3
32	2.413	2.409	4,0	307,03	307,06	-0,01	-0,75	1,31	0,017	13.712,2
33	2.409	2.405	4,0	182,84	182,88	-0,02	-1,25	1,50	0,017	10.378,6
34	2.405	2.390	15,0	133,30	134,15	-0,11	-6,46	1,63	0,017	17.787,8
35	2.390	2.380	10,0	214,12	214,35	-0,05	-2,68	1,45	0,017	16.172,2
36	2.380	2.370	10,0	462,13	462,24	-0,02	-1,24	1,21	0,017	22.651,4
T3	2.473	2.370	103	3.022	3.023	-0,03	-2	1,04	0,017	165.123
Total	2.672	2.370	-302,00	8.906,43	8.919,42	0	-1,94	-	-	624.154,52

Tramo	Resistencias				Resistencias						Masa
	Resistencias primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones
	FH	FN	FSt	F	Fho	Fhu	Fsto	Fstu	Fo	Fu	mn
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg
1	11.305,4	2.826,4	11.315,1	25.446,9	8.593,8	3.151,4	15.665,7	-4.350,6	24.259,5	-1.199,2	56.183,0
2	5.875,0	2.350,0	16.972,7	25.197,7	4.465,4	1.638,9	23.498,6	-6.525,9	27.964,0	-4.887,0	29.297,9
3	9.587,9	2.492,9	808,2	12.889,0	7.288,3	2.672,4	1.119,0	-310,8	8.407,3	2.361,6	49.113,6
4	5.769,4	2.307,7	4.849,3	12.926,4	4.385,6	1.608,2	6.713,9	-1.864,5	11.099,5	-256,4	28.667,2
5	2.743,6	2.140,0	2.424,7	7.308,3	2.085,6	764,8	3.356,9	-932,3	5.442,5	-167,5	13.633,1
6	6.792,0	2.377,2	4.849,3	14.018,5	5.162,9	1.893,2	6.713,9	-1.864,5	11.876,8	28,6	33.745,2
7	4.148,8	2.323,3	22.630,2	29.102,4	3.152,4	1.160,0	31.331,4	-8.701,2	34.483,9	-7.541,2	20.903,9
8	1.788,4	1.699,0	3.232,9	6.720,2	1.359,4	498,6	4.475,9	-1.243,0	5.835,3	-744,4	8.897,0
9	3.057,0	2.415,0	7.274,0	12.746,0	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4
10	1.201,8	1.442,1	4.041,1	6.685,0	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5
11	1.236,7	1.607,7	3.232,9	6.077,3	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7
12	12.432,2	2.610,8	33.137,1	48.180,0	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9
13	11.928,8	2.624,3	16.972,7	31.525,7	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2
T1	78.152,2	3.126,1	70.315,3	151.593,5	59.407,4	21.784,8	97.351,2	-27.035,9	156.758,6	-5.251,1	388.346,1
14	3.506,9	2.279,5	1.616,4	7.402,9	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3
15	6.521,4	2.478,1	1.616,4	10.615,9	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9
16	6.342,9	2.410,3	12.931,5	21.684,7	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2
17	9.716,9	2.526,4	16.164,4	28.407,7	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9
18	8.544,7	2.477,9	16.164,4	27.187,0	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7
19	6.539,0	2.484,8	16.164,4	25.188,2	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2
20	2.207,1	2.008,5	4.041,1	8.256,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7
21	3.127,8	2.158,2	0,0	5.285,9	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7
22	3.342,5	2.172,6	0,0	5.515,1	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8
23	10.582,2	2.645,5	15.356,2	28.584,0	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1
24	7.866,1	2.438,5	8.082,2	18.386,9	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2
25	6.685,5	2.139,4	1.616,4	10.441,3	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2
T2	75.182,4	3.007,3	90.520,8	168.710,5	57.149,5	20.958,4	125.325,7	-34.804,9	182.475,2	-13.846,5	373.701,8
26	9.554,4	2.579,7	8.082,2	20.216,3	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6
27	3.211,1	2.247,8	8.890,4	14.349,3	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0
28	3.794,2	2.314,4	7.274,0	13.382,6	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1
29	11.480,0	2.525,6	11.315,1	25.320,7	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6
30	3.951,4	2.212,8	808,2	6.972,4	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1
31	12.756,7	2.551,3	12.123,3	27.431,3	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9
32	7.999,5	2.479,8	3.232,9	13.712,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0
33	4.763,8	2.381,9	3.232,9	10.378,6	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1
34	3.475,1	2.189,3	12.123,3	17.787,8	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5
35	5.579,3	2.510,7	8.082,2	16.172,2	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9
36	12.040,7	2.528,5	8.082,2	22.651,4	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1
T3	78.727	3.149	83.247	165.123	59.844	21.946	115.255	-32.008	175.099	-10.062	391.261
Total	231.455,83	83.958,03	308.740,66	624.154,52	175.936,39	64.531,46	427.450,22	-118.709,56	603.386,60	-54.178,10	1.154.317,41

Tramo	Potencia Total			Fuerza periferica (Rodillos simples)								
	Potencia de accionamiento	Capacidad de motor	Potencia nominal estandar	Factor de partida	Fuerza periferica (Rodillos)	Tensión 1	Tensión 2	Fuerza periferica	Fuerza de partida	aceleracion de la cinta	Fuerza de partida	Tensión parte superior de la cinta
	PT _r	PM	PM nom	KA	F _u	T ₁	T ₂	F _u	F _{UA}	a _A	F _{UA}	T _{1A}
	kW	kW	kW		N	N	N	N	N	m/s²	N	N
1	54,5	58,0	55,0	1,5	25.446,9	33.083,6	7.636,7	25.446,9	35.625,7	0,15	35.627,7	46.319,6
2	54,0	57,5	55,0	1,5	25.197,7	32.759,6	7.561,9	25.197,7	35.276,8	0,28	35.280,6	45.868,3
3	27,6	27,6	30,0	1,3	12.889,0	3.868,0	16.757,0	-12.889,0	18.044,6	0,09	18.045,8	23.461,3
4	27,7	29,5	30,0	1,4	12.926,4	16.805,7	3.879,2	12.926,4	18.097,0	0,15	18.099,0	23.530,6
5	15,7	16,7	18,5	1,3	7.308,3	9.501,5	2.193,2	7.308,3	10.231,6	0,17	10.234,0	13.305,2
6	30,0	32,0	30,0	1,5	14.018,5	18.225,4	4.207,0	14.018,5	19.625,9	0,13	19.627,7	25.518,0
7	62,4	66,4	75,0	1,2	29.102,4	37.836,0	8.733,7	29.102,4	40.743,3	0,45	40.749,5	52.978,5
8	14,4	15,3	15,0	1,4	6.720,2	8.737,0	2.016,8	6.720,2	9.408,3	0,24	9.411,7	12.236,1
9	27,3	29,1	30,0	1,4	12.746,0	16.571,1	3.825,1	12.746,0	17.844,4	0,27	17.848,2	23.204,4
10	14,3	15,2	15,0	1,4	6.685,0	8.691,2	2.006,2	6.685,0	9.359,0	0,36	9.364,0	12.174,1
11	13,0	13,9	15,0	1,3	6.077,3	7.901,1	1.823,8	6.077,3	8.508,2	0,32	8.512,6	11.067,2
12	103,3	109,9	110,0	1,4	48.180,0	62.638,9	14.458,9	48.180,0	67.452,0	0,25	67.455,5	87.699,0
13	67,6	71,9	75,0	1,3	31.525,7	40.986,7	9.460,9	31.525,74	44.136,0	0,17	44.138,4	57.384,4
T1	511,9	544,6	630,0	1,2	238.823,4	310.494,7	71.671,3	238.823,4	334.352,8	0,38	334.358	434.747
14	15,9	16,9	18,5	1,3	7.402,9	9.624,5	2.221,6	7.402,9	10.364,0	0,14	10.365,9	13.476,7
15	22,8	24,2	30,0	1,1	10.615,9	13.801,8	3.185,9	10.615,9	14.862,3	0,11	14.863,8	19.324,4
16	46,5	49,4	55,0	1,3	21.684,7	28.192,3	6.507,6	21.684,7	30.358,6	0,22	30.361,6	39.473,2
17	60,9	64,8	75,0	1,2	28.407,7	36.932,9	8.525,2	28.407,7	39.770,8	0,19	39.773,4	51.709,5
18	58,3	62,0	75,0	1,2	27.187,0	35.345,9	8.158,9	27.187,0	38.061,8	0,21	38.064,7	49.488,0
19	54,0	57,4	55,0	1,5	25.188,2	32.747,2	7.559,0	25.188,2	35.263,5	0,25	35.266,9	45.850,5
20	17,7	18,8	18,5	1,4	8.256,8	10.734,6	2.477,9	8.256,8	11.559,5	0,24	11.562,8	15.032,8
21	11,3	11,3	15,0	1,1	5.285,9	1.586,3	6.872,2	-5.285,9	7.400,3	0,11	7.401,7	9.623,0
22	11,8	11,8	15,0	1,1	5.515,1	1.655,1	7.170,2	-5.515,1	7.721,2	0,10	7.722,6	10.040,2
23	61,3	65,2	75,0	1,2	28.584,0	37.162,0	8.578,1	28.584,0	40.017,5	0,18	40.019,9	52.030,0
24	39,4	41,9	45,0	1,3	18.386,9	23.904,8	5.517,9	18.386,9	25.741,6	0,15	25.743,7	33.469,4
25	22,4	23,8	30,0	1,1	10.441,3	13.574,8	3.133,5	10.441,3	14.617,8	0,10	14.619,2	19.006,5
T2	422,2	449,1	500,0	1,3	196.956,4	256.063,3	59.106,9	196.956,4	275.738,9	0,23	275.742,1	358.524,3
26	43,3	46,1	45,0	1,4	20.216,3	26.283,2	6.066,9	20.216,3	28.302,8	0,14	28.304,7	36.799,0
27	30,8	32,7	37,0	1,2	14.349,3	18.655,5	4.306,2	14.349,3	20.089,0	0,29	20.093,0	26.122,9
28	28,7	30,5	30,0	1,4	13.382,6	17.398,7	4.016,1	13.382,6	18.735,6	0,23	18.738,8	24.362,3
29	54,3	57,7	55,0	1,5	25.320,7	32.919,5	7.598,8	25.320,7	35.449,0	0,14	35.450,9	46.089,8
30	14,9	14,9	15,0	1,4	6.972,4	2.092,4	9.064,8	-6.972,4	9.761,3	0,11	9.762,9	12.692,7
31	58,8	62,5	75,0	1,2	27.431,3	35.663,5	8.232,2	27.431,3	38.403,8	0,14	38.405,8	49.931,4
32	29,4	31,3	30,0	1,5	13.712,2	17.827,2	4.115,0	13.712,2	19.197,0	0,11	19.198,6	24.960,1
33	22,2	23,7	30,0	1,1	10.378,6	13.493,3	3.114,6	10.378,6	14.530,1	0,14	14.532,1	18.893,2
34	38,1	40,6	45,0	1,3	17.787,8	23.125,9	5.338,1	17.787,8	24.902,9	0,33	24.907,4	32.382,2
35	34,7	36,9	37,0	1,4	16.172,2	21.025,5	4.853,3	16.172,2	22.641,0	0,19	22.643,6	29.439,0
36	48,6	51,6	55,0	1,3	22.651,4	29.449,1	6.797,7	22.651,4	31.712,0	0,12	31.713,7	41.231,0
T3	404	430	500	1	188.375	244.906	56.532	188.375	263.725	0	263.727	342.904
Total	1.337,81	1.419,01	1.514,50	47,21	624.154,52	780.801,87	217.972,21	562.829,66	873.816,33	-	873.912,23	1.136.174,71

Tramo	Tension de la cinta						corregidas						Resistencia nominal a la rotura de la correa	
	Tensión parte inferior	Fuerza a partir de FUA	Tension para la polea de freno	Tension de la traccion	aceleracion de la cinta	Fuerza de partida sobredimensio	Tensión para la polea de freno	Tensión de la tracción	Desaceleración	Fuerza periférica transmiase	Tiempo de detención		Resistencia máxima de la correa	Resistencia nominal
	T2A	FUB	T1B	T2B	aB	FUB	T1B	T2B	aB	FUB	tB	tB	k max	k nom V
	N	N	N	N	m/s²	N	N	N	m/s²	N	s	s	N/mm	N/mm
1	10.691,9	-35.627,7	-46.319,6	-10.691,9	-0,88	-35.627,7	-10.691,9	24.935,8	-0,84	-32.419,0	2,4	2,6	-40,52	-324,2
2	10.587,8	-35.280,6	-45.868,3	-10.587,8	-1,67	-35.280,6	-10.587,8	24.692,8	-1,59	-32.103,2	1,3	1,4	-40,13	-321,0
3	5.415,6	-18.045,8	-23.461,3	-5.415,6	-0,51	-43.823,8	-13.151,6	30.672,2	-0,87	-39.876,9	4,2	2,5	-49,85	-398,8
4	5.431,5	-18.099,0	-23.530,6	-5.431,5	-0,88	-18.099,0	-5.431,5	12.667,5	-0,83	-16.469,0	2,4	2,6	-20,59	-164,7
5	3.071,2	-10.234,0	-13.305,2	-3.071,2	-1,04	-10.234,0	-3.071,2	7.162,7	-0,99	-9.312,3	2,1	2,2	-11,64	-93,1
6	5.890,3	-19.627,7	-25.518,0	-5.890,3	-0,81	-19.627,7	-5.890,3	13.737,4	-0,77	-17.860,0	2,7	2,8	-22,33	-178,6
7	12.229,0	-40.749,5	-52.978,5	-12.229,0	-2,71	-40.749,5	-12.229,0	28.520,5	-2,57	-37.079,6	0,8	0,8	-46,35	-370,8
8	2.824,5	-9.411,7	-12.236,1	-2.824,5	-1,47	-9.411,7	-2.824,5	6.587,2	-1,39	-8.564,1	1,5	1,5	-10,71	-85,6
9	5.356,3	-17.848,2	-23.204,4	-5.356,3	-1,63	-17.848,2	-5.356,3	12.491,9	-1,54	-16.240,7	1,3	1,4	-20,30	-162,4
10	2.810,1	-9.364,0	-12.174,1	-2.810,1	-2,17	-9.364,0	-2.810,1	6.553,8	-2,05	-8.520,6	1,0	1,0	-10,65	-85,2
11	2.554,6	-8.512,6	-11.067,2	-2.554,6	-1,92	-8.512,6	-2.554,6	5.957,9	-1,82	-7.745,9	1,1	1,2	-9,68	-77,5
12	20.243,5	-67.455,5	-87.699,0	-20.243,5	-1,51	-67.455,5	-20.243,5	47.212,0	-1,43	-61.380,4	1,4	1,5	-76,73	-613,8
13	13.246,0	-44.138,4	-57.384,4	-13.246,0	-1,03	-44.138,4	-13.246,0	30.892,4	-0,98	-40.163,3	2,1	2,2	-50,20	-401,6
T1	100.341	-334.358	-434.699	-100.341	-1	-247.128	-74.164	172.965	-1	-224.872	2,1	2,7	-281,09	-2.248,7
14	3.110,8	-10.365,9	-13.476,7	-3.110,8	-0,83	-10.365,9	-3.110,8	7.255,1	-0,78	-9.432,3	2,6	2,7	-11,79	-94,3
15	4.460,6	-14.863,8	-19.324,4	-4.460,6	-0,64	-14.863,8	-4.460,6	10.403,1	-0,60	-13.525,1	3,4	3,5	-16,91	-135,3
16	9.111,6	-30.361,6	-39.473,2	-9.111,6	-1,34	-30.361,6	-9.111,6	21.250,1	-1,27	-27.627,2	1,6	1,7	-34,53	-276,3
17	11.936,1	-39.773,4	-51.709,5	-11.936,1	-1,14	-39.773,4	-11.936,1	27.837,4	-1,08	-36.191,4	1,9	2,0	-45,24	-361,9
18	11.423,3	-38.064,7	-49.488,0	-11.423,3	-1,24	-38.064,7	-11.423,3	26.641,4	-1,18	-34.636,5	1,7	1,8	-43,30	-346,4
19	10.583,7	-35.266,9	-45.850,5	-10.583,7	-1,50	-35.266,9	-10.583,7	24.683,2	-1,43	-32.090,7	1,4	1,5	-40,11	-320,9
20	3.470,0	-11.562,8	-15.032,8	-3.470,0	-1,46	-11.562,8	-3.470,0	8.092,8	-1,39	-10.521,5	1,5	1,5	-13,15	-105,2
21	2.221,3	-7.401,7	-9.623,0	-2.221,3	-0,64	-17.973,6	-5.393,9	12.579,7	-1,10	-16.354,8	3,3	2,0	-20,44	-163,5
22	2.317,6	-7.722,6	-10.040,2	-2.317,6	-0,63	-18.752,9	-5.627,8	13.125,1	-1,07	-17.064,0	3,4	2,0	-21,33	-170,6
23	12.010,1	-40.019,9	-52.030,0	-12.010,1	-1,06	-40.019,9	-12.010,1	28.009,9	-1,00	-36.415,7	2,0	2,1	-45,52	-364,2
24	7.725,7	-25.743,7	-33.469,4	-7.725,7	-0,92	-25.743,7	-7.725,7	18.018,0	-0,87	-23.425,2	2,3	2,5	-29,28	-234,3
25	4.387,3	-14.619,2	-19.006,5	-4.387,3	-0,61	-14.619,2	-4.387,3	10.232,0	-0,58	-13.302,6	3,5	3,7	-16,63	-133,0
T2	82.750,7	-275.742	-358.492,8	-82.750,7	-1,0	-247.496,3	-74.274,0	173.222,2	-0,9	-225.206,5	2,2	2,5	-281,51	-2.252,1
26	8.494,3	-28.304,7	-36.799,0	-8.494,3	-0,83	-28.304,7	-8.494,3	19.810,4	-0,79	-25.755,5	2,6	2,7	-32,19	-257,6
27	6.029,9	-20.093,0	-26.122,9	-6.029,9	-1,74	-20.093,0	-6.029,9	14.063,0	-1,65	-18.283,4	1,2	1,3	-22,85	-182,8
28	5.623,5	-18.738,8	-24.362,3	-5.623,5	-1,38	-18.738,8	-5.623,5	13.115,3	-1,31	-17.051,2	1,6	1,6	-21,31	-170,5
29	10.638,9	-35.450,9	-46.089,8	-10.638,9	-0,86	-35.450,9	-10.638,9	24.812,1	-0,82	-32.258,2	2,5	2,6	-40,32	-322,6
30	2.929,9	-9.762,9	-12.692,7	-2.929,9	-0,67	-23.707,7	-7.114,7	16.593,0	-1,14	-21.572,5	3,2	1,9	-26,97	-215,7
31	11.525,6	-38.405,8	-49.931,4	-11.525,6	-0,84	-38.405,8	-11.525,6	26.880,1	-0,80	-34.946,9	2,5	2,7	-43,68	-349,5
32	5.761,5	-19.198,6	-24.960,1	-5.761,5	-0,67	-19.198,6	-5.761,5	13.437,1	-0,64	-17.469,5	3,2	3,4	-21,84	-174,7
33	4.361,1	-14.532,1	-18.893,2	-4.361,1	-0,85	-14.532,1	-4.361,1	10.171,0	-0,81	-13.223,3	2,5	2,7	-16,53	-132,2
34	7.474,8	-24.907,4	-32.382,2	-7.474,8	-1,99	-24.907,4	-7.474,8	17.432,7	-1,89	-22.664,2	1,1	1,1	-28,33	-226,6
35	6.795,4	-22.643,6	-29.439,0	-6.795,4	-1,13	-22.643,6	-6.795,4	15.848,2	-1,07	-20.604,3	1,9	2,0	-25,76	-206,0
36	9.517,3	-31.713,7	-41.231,0	-9.517,3	-0,74	-31.713,7	-9.517,3	22.196,3	-0,70	-28.857,5	2,9	3,1	-36,07	-288,6
T3	79.145	-263.727	-342.872	-79.145	-0,89	-240.476	-72.167	168.309	-0,80	-218.818	2,41	2,69	-273,52	-2.188
Total	262.262,47	-873.912,23	-1.136.174,71	-262.262,47	-	-935.237,10	-280.666,16	654.570,93	-	-851.008,73	-	-	-1.063,76	-8.510,09

POTENCIA 2013

Tramo	Resistencias											Masa	Potencia de accionamiento
	Resistencias a vencer	Resistencias primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	
	F	F _H	F _N	F _{St}	F	F _{ho}	F _{hu}	F _{sto}	F _{stu}	F _o	F _u	m _n	P _{Tr}
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg	kW
1	25.446,9	11.305,4	2.826,4	11.315,1	25.446,9	8.593,8	3.151,4	15.665,7	-4.350,6	24.259,5	-1.199,2	56.183,0	49,4
2	25.197,7	5.875,0	2.350,0	16.972,7	25.197,7	4.465,4	1.638,9	23.498,6	-6.525,9	27.964,0	-4.887,0	29.297,9	48,9
3	12.889,0	9.587,9	2.492,9	808,2	12.889,0	7.288,3	2.672,4	1.119,0	-310,8	8.407,3	2.361,6	49.113,6	25,0
4	12.926,4	5.769,4	2.307,7	4.849,3	12.926,4	4.385,6	1.608,2	6.713,9	-1.864,5	11.099,5	-256,4	28.667,2	25,1
5	7.308,3	2.743,6	2.140,0	2.424,7	7.308,3	2.085,6	764,8	3.356,9	-932,3	5.442,5	-167,5	13.633,1	14,2
6	14.018,5	6.792,0	2.377,2	4.849,3	14.018,5	5.162,9	1.893,2	6.713,9	-1.864,5	11.876,8	28,6	33.745,2	27,2
7	29.102,4	4.148,8	2.323,3	22.630,2	29.102,4	3.152,4	1.160,0	31.331,4	-8.701,2	34.483,9	-7.541,2	20.903,9	56,5
8	6.720,2	1.788,4	1.699,0	3.232,9	6.720,2	1.359,4	498,6	4.475,9	-1.243,0	5.835,3	-744,4	8.897,0	13,0
9	12.746,0	3.057,0	2.415,0	7.274,0	12.746,0	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	24,7
10	6.685,0	1.201,8	1.442,1	4.041,1	6.685,0	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	13,0
11	6.077,3	1.236,7	1.607,7	3.232,9	6.077,3	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7	11,8
12	48.180,0	12.432,2	2.610,8	33.137,1	48.180,0	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9	93,5
13	31.525,7	11.928,8	2.624,3	16.972,7	31.525,7	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2	61,2
T1	151.593,5	78.152,2	3.126,1	70.315,3	151.593,5	59.407,4	21.784,8	97.351,2	-27.035,9	156.758,6	-5.251,1	388.346,1	463,4
14	7.402,9	3.506,9	2.279,5	1.616,4	7.402,9	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3	14,4
15	10.615,9	6.521,4	2.478,1	1.616,4	10.615,9	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9	20,6
16	21.684,7	6.342,9	2.410,3	12.931,5	21.684,7	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2	42,1
17	28.407,7	9.716,9	2.526,4	16.164,4	28.407,7	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9	55,1
18	27.187,0	8.544,7	2.477,9	16.164,4	27.187,0	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7	52,8
19	25.188,2	6.539,0	2.484,8	16.164,4	25.188,2	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2	48,9
20	8.256,8	2.207,1	2.008,5	4.041,1	8.256,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7	16,0
21	5.285,9	3.127,8	2.158,2	0,0	5.285,9	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7	10,3
22	5.515,1	3.342,5	2.172,6	0,0	5.515,1	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8	10,7
23	28.584,0	10.582,2	2.645,5	15.356,2	28.584,0	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1	55,5
24	18.386,9	7.866,1	2.438,5	8.082,2	18.386,9	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2	35,7
25	10.441,3	6.685,5	2.139,4	1.616,4	10.441,3	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2	20,3
T2	168.710,5	75.182,4	3.007,3	90.520,8	168.710,5	57.149,5	20.958,4	125.325,7	-34.804,9	182.475,2	-13.846,5	373.701,8	382,2
26	20.216,3	9.554,4	2.579,7	8.082,2	20.216,3	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6	39,2
27	14.349,3	3.211,1	2.247,8	8.890,4	14.349,3	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0	27,8
28	13.382,6	3.794,2	2.314,4	7.274,0	13.382,6	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	26,0
29	25.320,7	11.480,0	2.525,6	11.315,1	25.320,7	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	49,1
30	6.972,4	3.951,4	2.212,8	808,2	6.972,4	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	13,5
31	27.431,3	12.756,7	2.551,3	12.123,3	27.431,3	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	53,2
32	13.712,2	7.999,5	2.479,8	3.232,9	13.712,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	26,6
33	10.378,6	4.763,8	2.381,9	3.232,9	10.378,6	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	20,1
34	17.787,8	3.475,1	2.189,3	12.123,3	17.787,8	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	34,5
35	16.172,2	5.579,3	2.510,7	8.082,2	16.172,2	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	31,4
36	22.651,4	12.040,7	2.528,5	8.082,2	22.651,4	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	44,0
T3	165.123,3	78.727,4	3.149,1	83.246,8	165.123,3	59.844,4	21.945,9	115.254,9	-32.008,1	175.099,3	-10.062,2	391.261,16	365,5
Total	624.154,52	231.455,83	83.958,03	308.740,66	624.154,52	175.936,39	64.531,46	427.450,22	-118.709,56	603.387	-54.178,10	1.154.317,41	1.211,04

POTENCIA 2014

Tramo	Resistencias											Masa	Po
	Resistencias a vencer	Resistencias primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	Potencia de accionamiento
	F	F _H	F _N	F _{St}	F	F _{ho}	F _{hu}	F _{sto}	F _{stu}	F _o	F _u	m _n	P _{Tr}
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg	kW
1	25.446,9	11.305,4	2.826,4	11.315,1	25.446,9	8.593,8	3.151,4	15.665,7	-4.350,6	24.259,5	-1.199,2	56.183,0	33,8
2	25.197,7	5.875,0	2.350,0	16.972,7	25.197,7	4.465,4	1.638,9	23.498,6	-6.525,9	27.964,0	-4.887,0	29.297,9	33,4
3	12.889,0	9.587,9	2.492,9	808,2	12.889,0	7.288,3	2.672,4	1.119,0	-310,8	8.407,3	2.361,6	49.113,6	17,1
4	12.926,4	5.769,4	2.307,7	4.849,3	12.926,4	4.385,6	1.608,2	6.713,9	-1.864,5	11.099,5	-256,4	28.667,2	17,1
5	7.308,3	2.743,6	2.140,0	2.424,7	7.308,3	2.085,6	764,8	3.356,9	-932,3	5.442,5	-167,5	13.633,1	9,7
6	14.018,5	6.792,0	2.377,2	4.849,3	14.018,5	5.162,9	1.893,2	6.713,9	-1.864,5	11.876,8	28,6	33.745,2	18,6
7	29.102,4	4.148,8	2.323,3	22.630,2	29.102,4	3.152,4	1.160,0	31.331,4	-8.701,2	34.483,9	-7.541,2	20.903,9	38,6
8	6.720,2	1.788,4	1.699,0	3.232,9	6.720,2	1.359,4	498,6	4.475,9	-1.243,0	5.835,3	-744,4	8.897,0	8,9
9	12.746,0	3.057,0	2.415,0	7.274,0	12.746,0	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	16,9
10	6.685,0	1.201,8	1.442,1	4.041,1	6.685,0	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	8,9
11	6.077,3	1.236,7	1.607,7	3.232,9	6.077,3	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7	8,1
12	48.180,0	12.432,2	2.610,8	33.137,1	48.180,0	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9	63,9
13	31.525,7	11.928,8	2.624,3	16.972,7	31.525,7	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2	41,8
T1	151.593,5	78.152,2	3.126,1	70.315,3	151.593,5	59.407,4	21.784,8	97.351,2	-27.035,9	156.758,6	-5.251,1	388.346,1	316,8
14	7.402,9	3.506,9	2.279,5	1.616,4	7.402,9	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3	9,8
15	10.615,9	6.521,4	2.478,1	1.616,4	10.615,9	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9	14,1
16	21.684,7	6.342,9	2.410,3	12.931,5	21.684,7	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2	28,8
17	28.407,7	9.716,9	2.526,4	16.164,4	28.407,7	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9	37,7
18	27.187,0	8.544,7	2.477,9	16.164,4	27.187,0	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7	36,1
19	25.188,2	6.539,0	2.484,8	16.164,4	25.188,2	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2	33,4
20	8.256,8	2.207,1	2.008,5	4.041,1	8.256,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7	11,0
21	5.285,9	3.127,8	2.158,2	0,0	5.285,9	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7	7,0
22	5.515,1	3.342,5	2.172,6	0,0	5.515,1	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8	7,3
23	28.584,0	10.582,2	2.645,5	15.356,2	28.584,0	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1	37,9
24	18.386,9	7.866,1	2.438,5	8.082,2	18.386,9	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2	24,4
25	10.441,3	6.685,5	2.139,4	1.616,4	10.441,3	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2	13,8
T2	168.710,5	75.182,4	3.007,3	90.520,8	168.710,5	57.149,5	20.958,4	125.325,7	-34.804,9	182.475,2	-13.846,5	373.701,8	261,2
26	20.216,3	9.554,4	2.579,7	8.082,2	20.216,3	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6	26,8
27	14.349,3	3.211,1	2.247,8	8.890,4	14.349,3	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0	19,0
28	13.382,6	3.794,2	2.314,4	7.274,0	13.382,6	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	17,8
29	25.320,7	11.480,0	2.525,6	11.315,1	25.320,7	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	33,6
30	6.972,4	3.951,4	2.212,8	808,2	6.972,4	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	9,2
31	27.431,3	12.756,7	2.551,3	12.123,3	27.431,3	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	36,4
32	13.712,2	7.999,5	2.479,8	3.232,9	13.712,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	18,2
33	10.378,6	4.763,8	2.381,9	3.232,9	10.378,6	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	13,8
34	17.787,8	3.475,1	2.189,3	12.123,3	17.787,8	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	23,6
35	16.172,2	5.579,3	2.510,7	8.082,2	16.172,2	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	21,5
36	22.651,4	12.040,7	2.528,5	8.082,2	22.651,4	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	30,0
T3	165.123,3	78.727,4	3.149,1	83.246,8	165.123,3	59.844,4	21.945,9	115.254,9	-32.008,1	175.099,3	-10.062,2	391.261,16	249,9
Total	624.154,52	231.455,83	83.958,03	308.740,66	624.154,52	175.936,39	64.531,46	427.450,22	-118.709,56	603.386,60	-54.178	1.154.317,41	827,85

POTENCIA 2015

Tramo	Resistencias											Masa	Potencia de accionamiento
	Resistencia s a vencer	Resistencia s primarias	Resistencia s secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	Potencia de accionamiento
	F	F _H	F _N	F _{St}	F	F _{ho}	F _{hu}	F _{sto}	F _{ste}	F _o	F _u	m _n	P _{Tr}
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg	kW
1	25.446,9	11.305,4	2.826,4	11.315,1	25.446,9	8.593,8	3.151,4	15.665,7	-4.350,6	24.259,5	-1.199,2	56.183,0	33,8
2	25.197,7	5.875,0	2.350,0	16.972,7	25.197,7	4.465,4	1.638,9	23.498,6	-6.525,9	27.964,0	-4.887,0	29.297,9	33,4
3	12.889,0	9.587,9	2.492,9	808,2	12.889,0	7.288,3	2.672,4	1.119,0	-310,8	8.407,3	2.361,6	49.113,6	17,1
4	12.926,4	5.769,4	2.307,7	4.849,3	12.926,4	4.385,6	1.608,2	6.713,9	-1.864,5	11.099,5	-256,4	28.667,2	17,2
5	7.308,3	2.743,6	2.140,0	2.424,7	7.308,3	2.085,6	764,8	3.356,9	-932,3	5.442,5	-167,5	13.633,1	9,7
6	14.018,5	6.792,0	2.377,2	4.849,3	14.018,5	5.162,9	1.893,2	6.713,9	-1.864,5	11.876,8	28,6	33.745,2	18,6
7	29.102,4	4.148,8	2.323,3	22.630,2	29.102,4	3.152,4	1.160,0	31.331,4	-8.701,2	34.483,9	-7.541,2	20.903,9	38,6
8	6.720,2	1.788,4	1.699,0	3.232,9	6.720,2	1.359,4	498,6	4.475,9	-1.243,0	5.835,3	-744,4	8.897,0	8,9
9	12.746,0	3.057,0	2.415,0	7.274,0	12.746,0	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	16,9
10	6.685,0	1.201,8	1.442,1	4.041,1	6.685,0	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	8,9
11	6.077,3	1.236,7	1.607,7	3.232,9	6.077,3	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7	8,1
12	48.180,0	12.432,2	2.610,8	33.137,1	48.180,0	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9	63,9
13	31.525,7	11.928,8	2.624,3	16.972,7	31.525,7	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2	41,8
T1	151.593,5	78.152,2	3.126,1	70.315,3	151.593,5	59.407,4	21.784,8	97.351,2	-27.035,9	156.758,6	-5.251,1	388.346,1	316,9
14	7.402,9	3.506,9	2.279,5	1.616,4	7.402,9	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3	9,8
15	10.615,9	6.521,4	2.478,1	1.616,4	10.615,9	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9	14,1
16	21.684,7	6.342,9	2.410,3	12.931,5	21.684,7	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2	28,8
17	28.407,7	9.716,9	2.526,4	16.164,4	28.407,7	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9	37,7
18	27.187,0	8.544,7	2.477,9	16.164,4	27.187,0	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7	36,1
19	25.188,2	6.539,0	2.484,8	16.164,4	25.188,2	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2	33,4
20	8.256,8	2.207,1	2.008,5	4.041,1	8.256,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7	11,0
21	5.285,9	3.127,8	2.158,2	0,0	5.285,9	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7	7,0
22	5.515,1	3.342,5	2.172,6	0,0	5.515,1	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8	7,3
23	28.584,0	10.582,2	2.645,5	15.356,2	28.584,0	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1	37,9
24	18.386,9	7.866,1	2.438,5	8.082,2	18.386,9	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2	24,4
25	10.441,3	6.685,5	2.139,4	1.616,4	10.441,3	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2	13,9
T2	168.710,5	75.182,4	3.007,3	90.520,8	168.710,5	57.149,5	20.958,4	125.325,7	-34.804,9	182.475,2	-13.846,5	373.701,8	261,3
26	20.216,3	9.554,4	2.579,7	8.082,2	20.216,3	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6	26,8
27	14.349,3	3.211,1	2.247,8	8.890,4	14.349,3	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0	19,0
28	13.382,6	3.794,2	2.314,4	7.274,0	13.382,6	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	17,8
29	25.320,7	11.480,0	2.525,6	11.315,1	25.320,7	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	33,6
30	6.972,4	3.951,4	2.212,8	808,2	6.972,4	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	9,3
31	27.431,3	12.756,7	2.551,3	12.123,3	27.431,3	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	36,4
32	13.712,2	7.999,5	2.479,8	3.232,9	13.712,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	18,2
33	10.378,6	4.763,8	2.381,9	3.232,9	10.378,6	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	13,8
34	17.787,8	3.475,1	2.189,3	12.123,3	17.787,8	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	23,6
35	16.172,2	5.579,3	2.510,7	8.082,2	16.172,2	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	21,5
36	22.651,4	12.040,7	2.528,5	8.082,2	22.651,4	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	30,1
T3	165.123,3	78.727,4	3.149,1	83.246,8	165.123,3	59.844,4	21.945,9	115.254,9	-32.008,1	175.099,3	-10.062,2	391.261,16	249,9
Total	624.155	231.456	83.958	308.741	624.155	175.936	64.531	427.450	-118.710	603.387	-54.178	1.154.317	828,17

POTENCIA 2016

			Resistencias											Masa	
	Coef. Correccion	coef. resistencia	Resistencias a vencer	Resistencia s primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	Potencia de accionamiento
Tramo	C	f	F	F _H	F _N	F _{St}	F	F _{ho}	F _{hu}	F _{sto}	F _{stu}	F _o	F _u	m _n	P _{Tr}
			N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg	kW
1	1,25	0,017	25.446,9	11.305,4	2.826,4	11.315,1	25.446,9	8.593,8	3.151,4	15.665,7	-4.350,6	24.259,5	-1.199,2	56.183,0	33,8
2	1,40	0,017	25.197,7	5.875,0	2.350,0	16.972,7	25.197,7	4.465,4	1.638,9	23.498,6	-6.525,9	27.964,0	-4.887,0	29.297,9	33,4
3	1,26	0,016	12.889,0	9.587,9	2.492,9	808,2	12.889,0	7.288,3	2.672,4	1.119,0	-310,8	8.407,3	2.361,6	49.113,6	17,1
4	1,40	0,017	12.926,4	5.769,4	2.307,7	4.849,3	12.926,4	4.385,6	1.608,2	6.713,9	-1.864,5	11.099,5	-256,4	28.667,2	17,1
5	1,78	0,017	7.308,3	2.743,6	2.140,0	2.424,7	7.308,3	2.085,6	764,8	3.356,9	-932,3	5.442,5	-167,5	13.633,1	9,7
6	1,35	0,017	14.018,5	6.792,0	2.377,2	4.849,3	14.018,5	5.162,9	1.893,2	6.713,9	-1.864,5	11.876,8	28,6	33.745,2	18,6
7	1,56	0,017	29.102,4	4.148,8	2.323,3	22.630,2	29.102,4	3.152,4	1.160,0	31.331,4	-8.701,2	34.483,9	-7.541,2	20.903,9	38,6
8	1,95	0,017	6.720,2	1.788,4	1.699,0	3.232,9	6.720,2	1.359,4	498,6	4.475,9	-1.243,0	5.835,3	-744,4	8.897,0	8,9
9	1,79	0,017	12.746,0	3.057,0	2.415,0	7.274,0	12.746,0	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	16,9
10	2,20	0,017	6.685,0	1.201,8	1.442,1	4.041,1	6.685,0	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	8,9
11	2,30	0,017	6.077,3	1.236,7	1.607,7	3.232,9	6.077,3	940	345	4.476	-1.243	5.416	-898	6.163	8,1
12	1,21	0,017	48.180,0	12.432,2	2.610,8	33.137,1	48.180,0	9.449	3.468	45.878	-12.741	55.328	-9.273	61.961	63,9
13	1,22	0,017	31.525,7	11.928,8	2.624,3	16.972,7	31.525,7	9.068	3.326	23.499	-6.526	32.566	-3.200	59.309	41,8
T1	1,04	0,017	151.593,5	78.152,2	3.126,1	70.315,3	151.593,5	59.407	21.785	97.351	-27.036	156.759	-5.251	388.346	316,8
14	1,65	0,017	7.402,9	3.506,9	2.279,5	1.616,4	7.402,9	2.666	977	2.238	-622	4.904	356	17.421	9,8
15	1,38	0,017	10.615,9	6.521,4	2.478,1	1.616,4	10.615,9	4.957	1.818	2.238	-622	7.195	1.196	32.394	14,1
16	1,38	0,017	21.684,7	6.342,9	2.410,3	12.931,5	21.684,7	4.821	1.769	17.904	-4.972	22.725	-3.203	31.568	28,8
17	1,26	0,017	28.407,7	9.716,9	2.526,4	16.164,4	28.407,7	7.386	2.709	22.380	-6.215	29.766	-3.506	48.329	37,7
18	1,29	0,017	27.187,0	8.544,7	2.477,9	16.164,4	27.187,0	6.495	2.382	22.380	-6.215	28.875	-3.833	42.515	36,1
19	1,38	0,017	25.188,2	6.539,0	2.484,8	16.164,4	25.188,2	4.970	1.824	22.380	-6.215	27.350	-4.391	32.574	33,4
20	1,91	0,017	8.256,8	2.207,1	2.008,5	4.041,1	8.256,8	1.678	615	5.595	-1.554	7.273	-938	10.981	11,0
21	1,69	0,016	5.285,9	3.127,8	2.158,2	0,0	5.285,9	2.378	872	0	0	2.378	872	16.022	7,0
22	1,65	0,016	5.515,1	3.342,5	2.172,6	0,0	5.515,1	2.541	932	0	0	2.541	932	17.122	7,3
23	1,25	0,017	28.584,0	10.582,2	2.645,5	15.356,2	28.584,0	8.044	2.950	21.261	-5.904	29.305	-2.954	52.616	37,9
24	1,31	0,017	18.386,9	7.866,1	2.438,5	8.082,2	18.386,9	5.979	2.193	11.190	-3.108	17.169	-915	39.092	24,4
25	1,32	0,017	10.441,3	6.685,5	2.139,4	1.616,4	10.441,3	5.082	1.863	2.238	-622	7.320	1.242	33.209	13,8
T2	1,04	0,017	168.710,5	75.182,4	3.007,3	90.520,8	168.710,5	57.149	20.958	125.326	-34.805	182.475	-13.846	373.702	261,2
26	1,27	0,017	20.216,3	9.554,4	2.579,7	8.082,2	20.216,3	7.263	2.663	11.190	-3.108	18.453	-444	47.475	26,8
27	1,70	0,017	14.349,3	3.211,1	2.247,8	8.890,4	14.349,3	2.441	896	12.309	-3.418	14.749	-2.523	16.008	19,0
28	1,61	0,017	13.382,6	3.794,2	2.314,4	7.274,0	13.382,6	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	17,8
29	1,22	0,017	25.320,7	11.480,0	2.525,6	11.315,1	25.320,7	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	33,6
30	1,56	0,016	6.972,4	3.951,4	2.212,8	808,2	6.972,4	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	9,2
31	1,20	0,017	27.431,3	12.756,7	2.551,3	12.123,3	27.431,3	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	36,4
32	1,31	0,017	13.712,2	7.999,5	2.479,8	3.232,9	13.712,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	18,2
33	1,50	0,017	10.378,6	4.763,8	2.381,9	3.232,9	10.378,6	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	13,8
34	1,63	0,017	17.787,8	3.475,1	2.189,3	12.123,3	17.787,8	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	23,6
35	1,45	0,017	16.172,2	5.579,3	2.510,7	8.082,2	16.172,2	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	21,5
36	1,21	0,017	22.651,4	12.040,7	2.528,5	8.082,2	22.651,4	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	30,0
T3	1,04	0,017	165.123,3	78.727,4	3.149	83.247	165.123	59.844	21.946	115.255	-32.008	175.099	-10.062	391.261	249,9
Total	1,04	0,016	624.155	231.456	83.958	308.741	624.155	175.936	64.531	427.450	-118.710	603.387	-54.178	1.154.317	827,85

POTENCIA 2017

Tramo	Resistencias											Masa	Potencia de accionamiento
	Resistencias a vencer	Resistencia s primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	
	F	F _H	F _N	F _{St}	F	F _{ho}	F _{hu}	F _{cto}	F _{ctu}	F _o	F _u	m _n	P _{Tr}
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg	kW
1	25.446,9	11.305,4	2.826,4	11.315,1	25.446,9	8.593,8	3.151,4	15.665,7	-4.350,6	24.259,5	-1.199,2	56.183,0	54,5
2	25.197,7	5.875,0	2.350,0	16.972,7	25.197,7	4.465,4	1.638,9	23.498,6	-6.525,9	27.964,0	-4.887,0	29.297,9	54,0
3	12.889,0	9.587,9	2.492,9	808,2	12.889,0	7.288,3	2.672,4	1.119,0	-310,8	8.407,3	2.361,6	49.113,6	27,6
4	12.926,4	5.769,4	2.307,7	4.849,3	12.926,4	4.385,6	1.608,2	6.713,9	-1.864,5	11.099,5	-256,4	28.667,2	27,7
5	7.308,3	2.743,6	2.140,0	2.424,7	7.308,3	2.085,6	764,8	3.356,9	-932,3	5.442,5	-167,5	13.633,1	15,7
6	14.018,5	6.792,0	2.377,2	4.849,3	14.018,5	5.162,9	1.893,2	6.713,9	-1.864,5	11.876,8	28,6	33.745,2	30,0
7	29.102,4	4.148,8	2.323,3	22.630,2	29.102,4	3.152,4	1.160,0	31.331,4	-8.701,2	34.483,9	-7.541,2	20.903,9	62,4
8	6.720,2	1.788,4	1.699,0	3.232,9	6.720,2	1.359,4	498,6	4.475,9	-1.243,0	5.835,3	-744,4	8.897,0	14,4
9	12.746,0	3.057,0	2.415,0	7.274,0	12.746,0	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	27,3
10	6.685,0	1.201,8	1.442,1	4.041,1	6.685,0	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	14,3
11	6.077,3	1.236,7	1.607,7	3.232,9	6.077,3	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7	13,0
12	48.180,0	12.432,2	2.610,8	33.137,1	48.180,0	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9	103,3
13	31.525,7	11.928,8	2.624,3	16.972,7	31.525,7	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2	67,6
T1	151.593,5	78.152,2	3.126,1	70.315,3	151.593,5	59.407,4	21.784,8	97.351,2	-27.035,9	156.758,6	-5.251,1	388.346,1	511,9
14	7.402,9	3.506,9	2.279,5	1.616,4	7.402,9	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3	15,9
15	10.615,9	6.521,4	2.478,1	1.616,4	10.615,9	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9	22,8
16	21.684,7	6.342,9	2.410,3	12.931,5	21.684,7	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2	46,5
17	28.407,7	9.716,9	2.526,4	16.164,4	28.407,7	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9	60,9
18	27.187,0	8.544,7	2.477,9	16.164,4	27.187,0	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7	58,3
19	25.188,2	6.539,0	2.484,8	16.164,4	25.188,2	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2	54,0
20	8.256,8	2.207,1	2.008,5	4.041,1	8.256,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7	17,7
21	5.285,9	3.127,8	2.158,2	0,0	5.285,9	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7	11,3
22	5.515,1	3.342,5	2.172,6	0,0	5.515,1	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8	11,8
23	28.584,0	10.582,2	2.645,5	15.356,2	28.584,0	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1	61,3
24	18.386,9	7.866,1	2.438,5	8.082,2	18.386,9	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2	39,4
25	10.441,3	6.685,5	2.139,4	1.616,4	10.441,3	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2	22,4
T2	168.710,5	75.182,4	3.007,3	90.520,8	168.710,5	57.149,5	20.958,4	125.325,7	-34.804,9	182.475,2	-13.846,5	373.701,8	422,2
26	20.216,3	9.554,4	2.579,7	8.082,2	20.216,3	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6	43,3
27	14.349,3	3.211,1	2.247,8	8.890,4	14.349,3	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0	30,8
28	13.382,6	3.794,2	2.314,4	7.274,0	13.382,6	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	28,7
29	25.320,7	11.480,0	2.525,6	11.315,1	25.320,7	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	54,3
30	6.972,4	3.951,4	2.212,8	808,2	6.972,4	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	14,9
31	27.431,3	12.756,7	2.551,3	12.123,3	27.431,3	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	58,8
32	13.712,2	7.999,5	2.479,8	3.232,9	13.712,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	29,4
33	10.378,6	4.763,8	2.381,9	3.232,9	10.378,6	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	22,2
34	17.787,8	3.475,1	2.189,3	12.123,3	17.787,8	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	38,1
35	16.172,2	5.579,3	2.510,7	8.082,2	16.172,2	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	34,7
36	22.651,4	12.040,7	2.528,5	8.082,2	22.651,4	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	48,6
T3	165.123,3	78.727,4	3.149,1	83.246,8	165.123,3	59.844,4	21.945,9	115.254,9	-32.008,1	175.099,3	-10.062,2	391.261,16	403,8
Total	624.154,52	231.455,83	83.958,03	308.741	624.155	175.936	64.531	427.450	-118.710	603.387	-54.178	1.154.317,41	1.337,81

POTENCIA 2018

Tramo	Resistencias											Masa	Potencia de accionamiento
	Resistencias a vencer	Resistencias primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	
	F	F _H	F _N	F _{St}	F	F _{ho}	F _{hu}	F _{sto}	F _{stu}	F _o	F _u	m _n	
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg	
1	25.446,9	11.305,4	2.826,4	11.315,1	25.446,9	8.593,8	3.151,4	15.665,7	-4.350,6	24.259,5	-1.199,2	56.183,0	11,4
2	25.197,7	5.875,0	2.350,0	16.972,7	25.197,7	4.465,4	1.638,9	23.498,6	-6.525,9	27.964,0	-4.887,0	29.297,9	11,3
3	12.889,0	9.587,9	2.492,9	808,2	12.889,0	7.288,3	2.672,4	1.119,0	-310,8	8.407,3	2.361,6	49.113,6	5,8
4	12.926,4	5.769,4	2.307,7	4.849,3	12.926,4	4.385,6	1.608,2	6.713,9	-1.864,5	11.099,5	-256,4	28.667,2	5,8
5	7.308,3	2.743,6	2.140,0	2.424,7	7.308,3	2.085,6	764,8	3.356,9	-932,3	5.442,5	-167,5	13.633,1	3,3
6	14.018,5	6.792,0	2.377,2	4.849,3	14.018,5	5.162,9	1.893,2	6.713,9	-1.864,5	11.876,8	28,6	33.745,2	6,3
7	29.102,4	4.148,8	2.323,3	22.630,2	29.102,4	3.152,4	1.160,0	31.331,4	-8.701,2	34.483,9	-7.541,2	20.903,9	13,0
8	6.720,2	1.788,4	1.699,0	3.232,9	6.720,2	1.359,4	498,6	4.475,9	-1.243,0	5.835,3	-744,4	8.897,0	3,0
9	12.746,0	3.057,0	2.415,0	7.274,0	12.746,0	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	5,7
10	6.685,0	1.201,8	1.442,1	4.041,1	6.685,0	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	3,0
11	6.077,3	1.236,7	1.607,7	3.232,9	6.077,3	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7	2,7
12	48.180,0	12.432,2	2.610,8	33.137,1	48.180,0	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9	21,6
13	31.525,7	11.928,8	2.624,3	16.972,7	31.525,7	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2	14,1
T1	151.593,5	78.152,2	3.126,1	70.315,3	151.593,5	59.407,4	21.784,8	97.351,2	-27.035,9	156.758,6	-5.251,1	388.346,1	106,9
14	7.402,9	3.506,9	2.279,5	1.616,4	7.402,9	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3	3,3
15	10.615,9	6.521,4	2.478,1	1.616,4	10.615,9	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9	4,8
16	21.684,7	6.342,9	2.410,3	12.931,5	21.684,7	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2	9,7
17	28.407,7	9.716,9	2.526,4	16.164,4	28.407,7	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9	12,7
18	27.187,0	9.544,7	2.477,9	16.164,4	27.187,0	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7	12,2
19	25.188,2	6.539,0	2.484,8	16.164,4	25.188,2	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2	11,3
20	8.256,8	2.207,1	2.008,5	4.041,1	8.256,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7	3,7
21	5.285,9	3.127,8	2.158,2	0,0	5.285,9	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7	2,4
22	5.515,1	3.342,5	2.172,6	0,0	5.515,1	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8	2,5
23	28.584,0	10.582,2	2.645,5	15.356,2	28.584,0	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1	12,8
24	18.386,9	7.866,1	2.438,5	8.082,2	18.386,9	5.979,4	2.192,7	11.898,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2	8,2
25	10.441,3	6.685,5	2.139,4	1.616,4	10.441,3	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2	4,7
T2	168.710,5	75.182,4	3.007,3	90.520,8	168.710,5	57.149,5	20.958,4	125.325,7	-34.804,9	182.475,2	-13.846,5	373.701,8	88,2
26	20.216,3	9.554,4	2.579,7	8.082,2	20.216,3	7.262,8	2.663,2	11.898,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6	9,0
27	14.349,3	3.211,1	2.247,8	8.890,4	14.349,3	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0	6,4
28	13.382,6	3.794,2	2.314,4	7.274,0	13.382,6	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	6,0
29	25.320,7	11.480,0	2.525,6	11.315,1	25.320,7	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	11,3
30	6.972,4	3.951,4	2.212,8	808,2	6.972,4	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	3,1
31	27.431,3	12.756,7	2.551,3	12.123,3	27.431,3	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	12,3
32	13.712,2	7.999,5	2.479,8	3.232,9	13.712,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	6,1
33	10.378,6	4.763,8	2.381,9	3.232,9	10.378,6	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	4,6
34	17.787,8	3.475,1	2.189,3	12.123,3	17.787,8	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	8,0
35	16.172,2	5.579,3	2.510,7	8.082,2	16.172,2	4.241,0	1.555,4	11.898,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	7,2
36	22.651,4	12.040,7	2.528,5	8.082,2	22.651,4	9.152,8	3.356,2	11.898,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	10,1
T3	165.123,3	78.727,4	3.149,1	83.246,8	165.123,3	59.844,4	21.945,9	115.254,9	-32.008,1	175.099,3	-10.062,2	391.261,16	84,3
Total	624.154,52	231.455,83	83.958,03	308.740,66	624.154,52	175.936,39	64.531,46	427.450	-118.710	603.387	-54.178,10	1.154.317,41	279,35

ANEXO F

COTIZACIÓN CINTA TRANSPORTADORA STM

ANEXO F

COTIZACIÓN CINTA TRANSPORTADORA STM

Estimados señores,

Adjunto remito a Uds. estimación por correas transportadoras.

Largo de Correa	8,911.55 m
Ancho de Correa	610 mm (24")
Velocidad para 80% de llenado Cema	2.3 m/s
Potencia Requerida	1600 Hp
Valor Referencial	US\$ 24.652.000

Saluda



Atte.

Eduardo Quintanilla M.

Gerente de Negocios / Business Manager

Fono: (56 2) 887 1036

Celular: (56 9) 883 0125

Mail: equintanilla@stmcorp.cl

ANEXO G

COSTOS GENERALES

EVALUACIÓN DE COSTOS DEL

SISTEMA DE TRANSPORTE

ALTERNATIVO

ANEXO G

COSTOS GENERALES EVALUACIÓN DE COSTOS DEL SISTEMA DE TRANSPORTE ALTERNATIVO

2013

Mano de obra Directa										
Items	Dotación Turno Unidad	Turnos de Trabajo/ día Unidad	Grupos de Trabajo /mes Unidad	Personal Nominal p	Total + Ausentismo p	Remuneración Unitaria \$	Remuneración Mensual \$	Anual \$	Diario \$	Costo Horario \$/h
Operación	1	3	4	4	5	720.000,00	3.600.000,00	43.200.000	120.000,00	6.000,00
Ayudante	1	3	4	4	5	560.000,00	2.800.000,00	33.600.000	93.333,33	4.666,67
Supervisor	1	1	1	1	1	880.000,00	880.000,00	10.560.000	29.333,33	1.466,67
Bodega	1	1	1	1	1	750.000,00	750.000,00	9.000.000	25.000,00	1.250,00
Total	4	8	10	10	12	2.910.000,00	8.030.000,00	96.360.000	267.666,67	13.383,33
Mano de obra indirecta										
Asesoría	-	-	-	-	-	-	-	36.000.000	109.090,91	5.454,55
Mantenimien	1	2	3	3	-	700.000,00	2.100.000,00	25.200.000	70.000,00	3.500,00
Limpieza	2	3	4	8	-	600.000,00	4.800.000,00	57.600.000	160.000,00	8.000,00
Supervisión	1	1	1	1	-	1.200.000,00	1.200.000,00	14.400.000	40.000,00	2.000,00
Total	4	6	8	12	0	2.500.000,00	8.100.000,00	133.200.000	379.090,91	18.954,55

2014

Mano de obra Directa										
Items	Dotación Turno Unidad	Turnos de Trabajo/ día Unidad	Grupos de Trabajo /mes Unidad	Personal Nominal p	Total + Ausentismo p	Remuneración Unitaria \$	Remuneración Mensual \$	Anual \$	Diario \$	Costo Horario \$/h
Operación	1	2	4	4	5	720.000,00	3.600.000,00	43.200.000	120.000,00	6.000,00
Ayudante	1	2	4	4	5	560.000,00	2.800.000,00	33.600.000	93.333,33	4.666,67
Supervisor	1	1	1	1	1	880.000,00	880.000,00	10.560.000	29.333,33	1.466,67
Bodega	1	1	2	2	2	750.000,00	1.500.000,00	18.000.000	50.000,00	2.500,00
Total	4	6	11	11	13	2.910.000,00	8.780.000,00	105.360.000	292.666,67	14.633,33
Mano de obra indirecta										
Asesoría	-	-	-	-	-	-	-	18.000.000	54.545,45	2.727,27
Mantenimien	1	2	3	3	-	700.000,00	2.100.000,00	25.200.000	70.000,00	3.500,00
Limpieza	2	2	3	6	-	600.000,00	3.600.000,00	43.200.000	120.000,00	6.000,00
Supervisión	1	1	1	1	-	1.200.000,00	1.200.000,00	14.400.000	40.000,00	2.000,00
Total	4	5	7	10	-	2.500.000,00	6.900.000,00	100.800.000	284.545,45	14.227,27

2015

Mano de obra Directa										
	Dotación Turno Unidad	Turnos de Trabajo/ día Unidad	Grupos de Trabajo /mes Unidad	Personal Nominal p	Total + Ausentismo p	Remuneración Unitaria \$	Remuneración Mensual \$	Anual \$	Diario \$	Costo Horario \$/h
Operación	1	2	4	4	5	720.000,00	3.600.000,00	43.200.000	120.000,00	6.000,00
Ayudante	1	2	4	4	5	560.000,00	2.800.000,00	33.600.000	93.333,33	4.666,67
Supervisor	1	1	1	1	1	880.000,00	880.000,00	10.560.000	29.333,33	1.466,67
Bodega	1	1	2	2	2	750.000,00	1.500.000,00	18.000.000	50.000,00	2.500,00
Total	4	6	11	11	13	2.910.000,00	8.780.000,00	105.360.000	292.666,67	14.633,33
Mano de obra indirecta										
Asesoría	-	-	-	-	-	-	-	9.000.000	27.272,73	1.363,64
Mantenimien	1	2	3	3	0	700.000,00	2.100.000,00	25.200.000	70.000,00	3.500,00
Limpieza	2	2	3	6	0	600.000,00	3.600.000,00	43.200.000	120.000,00	6.000,00
Supervisión	1	1	1	1	0	1.200.000,00	1.200.000,00	14.400.000	40.000,00	2.000,00
Total	4	5	7	10	0	2.500.000,00	6.900.000,00	91.800.000	257.272,73	12.863,64

2016

Mano de obra Directa										
	Dotación Turno Unidad	Turnos de Trabajo/ día Unidad	Grupos de Trabajo /mes Unidad	Personal Nominal p	Total + Ausentismo p	Remuneración Unitaria \$	Remuneración Mensual \$	Anual \$	Diario \$	Costo Horario \$/h
Operación	1	2	4	4	5	720.000,00	3.600.000,00	43.200.000	120.000,00	6.000,00
Ayudante	1	2	4	4	5	560.000,00	2.800.000,00	33.600.000	93.333,33	4.666,67
Supervisor	1	1	1	1	1	880.000,00	880.000,00	10.560.000	29.333,33	1.466,67
Bodega	1	1	2	2	2	750.000,00	1.500.000,00	18.000.000	50.000,00	2.500,00
Total	4	6	11	11	13	2.910.000,00	8.780.000,00	105.360.000	292.666,67	14.633,33
Mano de obra indirecta										
Asesoría	-	-	-	-	-	-	-	6.000.000	18.181,82	909,09
Mantenimien	1	2	3	3	-	700.000,00	2.100.000,00	25.200.000	70.000,00	3.500,00
Limpieza	2	2	3	6	-	600.000,00	3.600.000,00	43.200.000	120.000,00	6.000,00
Supervisión	1	1	1	1	-	1.200.000,00	1.200.000,00	14.400.000	40.000,00	2.000,00
Total	4	5	7	10	-	2.500.000,00	6.900.000,00	88.800.000	248.181,82	12.409,09

2017

Mano de obra Directa										
	Dotación Turno Unidad	Turnos de Trabajo/ día Unidad	Grupos de Trabajo /mes Unidad	Personal Nominal p	Total + Ausentismo p	Remuneración Unitaria \$	Remuneración Mensual \$	Anual \$	Diario \$	Costo Horario \$/h
Operación	1	3	4	4	5	720.000,00	3.600.000,00	43.200.000	120.000,00	6.000,00
Ayudante	1	3	4	4	5	560.000,00	2.800.000,00	33.600.000	93.333,33	4.666,67
Supervisor	1	1	1	1	1	880.000,00	880.000,00	10.560.000	29.333,33	1.466,67
Bodega	1	1	1	1	1	750.000,00	750.000,00	9.000.000	25.000,00	1.250,00
Total	4	8	10	10	12	2.910.000,00	8.030.000,00	96.360.000	267.666,67	13.383,33
Mano de obra indirecta										
Asesoría	-	-	-	-	-	-	-	3.000.000	9.090,91	454,55
Mantenimien	1	2	3	3	-	700.000,00	2.100.000,00	25.200.000	70.000,00	3.500,00
Limpieza	2	3	4	8	-	600.000,00	4.800.000,00	57.600.000	160.000,00	8.000,00
Supervisión	1	1	1	1	-	1.200.000,00	1.200.000,00	14.400.000	40.000,00	2.000,00
Total	4	6	8	12	-	2.500.000,00	8.100.000,00	100.200.000	279.090,91	13.954,55

2018

Mano de obra Directa										
	Dotación Turno Unidad	Turnos de Trabajo/ día Unidad	Grupos de Trabajo /mes Unidad	Personal Nominal p	Total + Ausentismo p	Remuneración Unitaria \$	Remuneración Mensual \$	Anual \$	Diario \$	Costo Horario \$/h
Operación	1	1	1	1	2	720.000,00	720.000,00	8.640.000	24.000,00	2.400,00
Ayudante	1	1	1	1	2	350.000,00	350.000,00	4.200.000	11.666,67	1.166,67
Supervisor	1	1	1	1	1	550.000,00	550.000,00	6.600.000	18.333,33	1.833,33
Bodega	1	1	1	1	1	750.000,00	750.000,00	9.000.000	25.000,00	2.500,00
Total	4	4	4	4	6	2.370.000,00	2.370.000,00	28.440.000	79.000,00	7.900,00
Mano de obra indirecta										
Asesoría	-	-	-	-	-	-	-	3.000.000	9.090,91	909,09
Mantenimien	1	1	2	2	-	700.000,00	1.400.000,00	16.800.000	46.666,67	4.666,67
Limpieza	2	1	2	4	-	600.000,00	2.400.000,00	28.800.000	80.000,00	8.000,00
Supervisión	1	1	1	1	-	1.200.000,00	1.200.000,00	14.400.000	40.000,00	4.000,00
Total	4	3	5	7	-	2.500.000,00	5.000.000,00	63.000.000	175.757,58	17.575,76

MANTENIMIENTO

Costo de materiales			
Materiales	Especificaciones	Costo US\$	Unidad
Rodillos de soporte	REVESOL RDR 26D6306	110,95	Un
Rodillos de impacto	REVESOL RHR 36D6303	120,35	Un
Rodillos de retorno	HEWITT HR 261036	109,16	Un
Cinta 9 mm espesor	Sin especificación	40,10	m
Lubricante (Grasa)	SKF LG 6 EP-2	11,99	Lt

Vida util		
Materiales	Duración	
Rodillos de soporte	20.000	h
Rodillos de impacto	10.000	h
Rodillos de retorno	20.000	h
Lubricante	2.000	Lt/1.0 Mton
Horas trabajadas	6.600,00	
N Cambios/a		
Rodillos de soporte	0,33	uni
Rodillos de impacto	0,66	uni
Rodillos de retorno	0,33	uni

TOTALES DE MATERIAL REQUERIDO

Periodo	Ton anual	# cambios de cinta/a	US\$	Cambio de aceite Lt/a	US\$
2013	3.802.000	0,81	388.530	8.000	91.172
2014	2.599.000	0,56	265.595	8.000	62.324
2015	2.600.000	0,56	265.697	8.000	62.348
2016	2.599.000	0,56	265.595	8.000	62.324
2017	4.200.000	0,90	429.202	8.000	100.716
2018	877.000	0,19	89.622	8.000	21.030

TABLA VALORES DE CINTA Y RODILLOS

Tramo	Longitud inclinada m	Rodillos			Cinta	Rodillos		
		Soporte Unidades	Impacto Unidades	Retorno Unidades		Soporte US\$	Impacto US\$	Retorno US\$
1	434,13	227,16	30,0	128,44	868,25	16.633,89	2.382,9	1.080,68
2	226,38	103,81	30,0	66,98	452,77	7.601,81	2.382,9	1.080,68
3	379,50	194,72	30,0	112,28	759,00	14.258,94	2.382,9	1.080,68
4	221,51	100,92	30,0	65,54	443,02	7.389,93	2.382,9	1.080,68
5	105,34	31,94	30,0	31,17	210,69	2.339,21	2.382,9	1.080,68
6	260,75	124,21	30,0	77,14	521,50	9.095,89	2.382,9	1.080,68
7	161,52	65,30	30,0	47,79	323,05	4.781,84	2.382,9	1.080,68
8	68,75	10,22	30,0	20,34	137,49	748,11	2.382,9	1.080,68
9	117,65	39,25	30,0	34,81	235,29	2.874,16	2.382,9	1.080,68
10	93,99	25,21	30,0	27,81	187,99	1.845,78	2.382,9	1.080,68
12	478,77	253,66	30,0	141,65	957,54	18.574,98	2.382,9	1.080,68
13	458,28	241,50	30,0	135,59	916,56	17.684,15	2.382,9	1.080,68
14	134,61	49,32	30,0	39,83	269,23	3.611,89	2.382,9	1.080,68
15	250,31	118,02	30,0	74,06	500,62	8.641,94	2.382,9	1.080,68
16	243,93	114,23	30,0	72,17	487,86	8.364,53	2.382,9	1.080,68
17	373,44	191,12	30,0	110,48	746,87	13.995,30	2.382,9	1.080,68
18	328,51	164,45	30,0	97,19	657,02	12.042,04	2.382,9	1.080,68
19	251,70	118,84	30,0	74,47	503,40	8.702,50	2.382,9	1.080,68
20	84,85	19,78	30,0	25,10	169,70	1.448,15	2.382,9	1.080,68
21	123,80	42,90	30,0	36,63	247,60	3.141,69	2.382,9	1.080,68
22	132,30	47,95	30,0	39,14	264,60	3.511,24	2.382,9	1.080,68
23	406,57	210,79	30,0	120,29	813,13	15.435,61	2.382,9	1.080,68
24	302,07	148,75	30,0	89,37	604,13	10.892,24	2.382,9	1.080,68
25	256,61	121,76	30,0	75,92	513,22	8.915,84	2.382,9	1.080,68
26	366,84	187,20	30,0	108,53	733,67	13.708,30	2.382,9	1.080,68
27	123,69	42,84	30,0	36,60	247,39	3.137,08	2.382,9	1.080,68
28	145,88	56,01	30,0	43,16	291,76	4.101,62	2.382,9	1.080,68
29	440,82	231,13	30,0	130,42	881,65	16.925,04	2.382,9	1.080,68
30	156,40	62,26	30,0	46,27	312,81	4.559,19	2.382,9	1.080,68
31	489,83	260,23	30,0	144,92	979,66	19.055,76	2.382,9	1.080,68
32	307,06	151,71	30,0	90,84	614,11	11.109,20	2.382,9	1.080,68
33	182,88	77,98	30,0	54,11	365,77	5.710,50	2.382,9	1.080,68
34	134,15	49,05	30,0	39,69	268,30	3.591,77	2.382,9	1.080,68
35	214,35	96,67	30,0	63,42	428,71	7.078,74	2.382,9	1.080,68
36	462,24	243,85	30,0	136,76	924,48	17.856,14	2.382,9	1.080,68
Total	8.911,55	4.225	1.050	2.639	17.839	309.365	83.403	37.824

RESUMEN DE COSTO - MATERIALES

Materiales									
Periodo	Ton anual	Cinta US\$	Rodillos US\$	Lubricante US\$	Costos				
					Anual US\$/a	Mensual US\$/mes	Diario US\$/d	Horario US\$/h	Costo unitario US\$/Ton
2013	3.802.000	388.530	430.591	91.172	910.294	75.858	2.529	126	0,22
2014	2.599.000	265.595	430.591	62.324	758.510	63.209	2.107	105	0,27
2015	2.600.000	265.697	430.591	62.348	758.636	63.220	2.107	105	0,27
2016	2.599.000	265.595	430.591	62.324	758.510	63.209	2.107	105	0,27
2017	4.200.000	429.202	430.591	100.716	960.510	80.042	2.668	133	0,21
2018	877.000	89.622	430.591	10.515	530.728	44.227	1.474	74	0,28

COSTOS GENERALES DE ELECTRICIDAD

Periodo	Producción Ton	Producción Diaria Ton	Horas Trabajadas h/d	Rendimiento Ton/h (CT)	Potencia Requerida kW	Potencia SIC US\$/MWh	Energía Requerida Kw.h	Costo US\$/kWh	Anual US\$/a	Mensual US\$/m	Costo unitario US\$/t
2013	3.802.000	11.521,21	20	576,06	1.211,04	138,20	24.220,7	167,37	1.205.030	100.419	0,29
2014	2.599.000	7.875,76	20	393,79	827,85	126,10	16.557,0	104,39	751.621	62.635	0,27
2015	2.600.000	7.878,79	20	393,94	816,89	141,30	16.337,9	115,43	831.074	69.256	0,29
2016	2.599.000	7.875,76	20	393,79	816,58	142,90	16.331,6	116,69	840.162	70.013	0,30
2017	4.200.000	12.727,27	20	636,36	1.337,81	142,90	26.756,2	191,17	1.376.446	114.704	0,30
2018	877.000	2.657,58	10	265,76	279,35	87,10	2.793,5	24,33	175.184	14.599	0,09

CALCULO CARGADOR FRONTAL

Tiempo de ciclo	60,00 min
Ciclo básico	0,50 min
Ciclos/h (83% eficiencia)	99,60 ciclos /h
Capacidad horaria	636,36 Ton/h
Densidad material	2,50 Ton/m³
Factor de llenado	0,85 %
Carga útil requerida por ciclo	2,56 m³
Tamaño cucharón	3,01 m³
Capacidad nominal cucharón	3,30 m³

Periodo	Producción Ton	Producción Diaria Ton	Horas Trabajadas h/d	Rendimiento Ton/h (CT)	Tiempo de ciclo min	Costo por hora arrendada US\$/h	Anual US\$/a	Mensual US\$/m	Costo unitario US\$/t
2013	3.802.000	11.521,21	20	576,06	0,50	92,0	607.200	50.600	0,16
2014	2.599.000	7.875,76	20	393,79	0,50	92,0	607.200	50.600	0,23
2015	2.600.000	7.878,79	20	393,94	0,50	92,0	607.200	50.600	0,23
2016	2.599.000	7.875,76	20	393,79	0,50	92,0	607.200	50.600	0,23
2017	4.200.000	12.727,27	20	636,36	0,50	92,0	607.200	50.600	0,14
2018	877.000	2.657,58	10	265,76	0,50	92,0	303.600	25.300	0,35

ANEXO H

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

ANEXO H

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

Evaluación Económica 2012

Valor Actual de Costos - Caso Base

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Items	2012 0	2013 1	2014 2	2015 3	2016 4	2017 5	2018 6	Total
Producción Ton		3.802.000	2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	16.677.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		8.250.340	5.639.830	5.642.000	5.639.830	9.114.000	1.903.090	36.189.090
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	-
Valor Actual de Costos US\$		7.500.309	4.661.017	4.238.918	3.852.080	5.659.077	1.074.245	26.985.645

Valor Actual de Costos - Alternativa

Items	2012 0	2013 1	2014 2	2015 3	2016 4	2017 5	2018 6	2019 7	Total
Producción (Ton)		3.802.000	2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000		16.677.000
Mano de Obra Directa US\$		192.720	210.720	210.720	210.720	192.720	56.880		1.074.480
Mano de Obra US\$		266.400	201.600	183.600	177.600	200.400	126.000		1.155.600
Materiales US\$		910.294	758.510	758.636	758.510	960.510	530.728		4.677.188
Energía Eléctrica US\$		2.155.530	1.401.371	1.481.074	1.489.912	2.426.446	394.434		9.348.769
Equipo de apoyo US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	607.200	303.600		3.339.600
Inversión CH US\$	1.500.000								1.500.000
Inversión CT US\$	24.652.000								24.652.000
Valor residual US\$								-14.791.200	-14.791.200
Depreciación US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		9.860.800
Costo Op. (Flujo) US\$	26.152.000	4.132.144	3.179.401	3.241.231	3.243.942	4.387.276	1.411.643	-14.791.200	30.956.437
Factor (10%) 0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	0,513	
Valor Actual de Costos US\$	26.152.000	3.756.495	2.627.605	2.435.185	2.215.656	2.724.153	796.836	-7.590.224	33.117.704

Evaluación Económica 2013

Valor Actual de Costos - Caso Base

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Items	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		5.639.830	5.642.000	5.639.830	9.114.000	1.903.090	27.938.750
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		5.127.118	4.662.810	4.237.288	6.224.985	1.181.669	21.433.870

Valor Actual de Costos - Alternativa

Items	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total -
Producción (Ton)		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000		12.875.000
Mano de Obra Directa US\$		210.720	210.720	210.720	192.720	56.880		881.760
Mano de Obra US\$		201.600	183.600	177.600	200.400	126.000		889.200
Materiales US\$		758.510	758.636	758.510	960.510	530.728		3.766.894
Energía Eléctrica US\$		1.401.371	1.481.074	1.489.912	2.426.446	394.434		7.193.239
Equipo de apoyo US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	303.600		2.732.400
Inversión CH US\$	1.500.000							1.500.000
Inversión CT US\$	24.652.000							24.652.000
Valor residual US\$							-16.434.667	-16.434.667
Depreciación US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		8.217.333
Costo Op. (Flujo) US\$	26.152.000	3.179.401	3.241.231	3.243.942	4.387.276	1.411.643	-16.434.667	25.180.826
Factor (10%) 0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos US\$	26.152.000	2.890.365	2.678.703	2.437.221	2.996.569	876.519	-9.276.941	28.754.436

Evaluación Económica 2014

Valor Actual de Costos - Caso Base

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Items		2014 0	2015 1	2016 2	2017 3	2018 4	Total
Producción	Ton		2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	10.276.000
Costo Op. (Flujo Nom.)	US\$		5.642.000	5.639.830	9.114.000	1.903.090	22.298.920
Factor (10%)		1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	-
Valor Actual de Costos	US\$		5.129.091	4.661.017	6.847.483	1.299.836	17.937.427

Valor Actual de Costos - Alternativa

Items		2014 0	2015 1	2016 2	2017 3	2018 4	2019 5	Total -
Producción	(Ton)		2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000		10.276.000
Mano de Obra Directa	US\$		210.720	210.720	192.720	56.880		671.040
Mano de Obra	US\$		183.600	177.600	200.400	126.000		687.600
Materiales	US\$		758.636	758.510	960.510	530.728		3.008.384
Energía Eléctrica	US\$		1.481.074	1.489.912	2.426.446	394.434		5.791.867
Equipo de apoyo	US\$		607.200	607.200	607.200	303.600		2.125.200
Inversión CH	US\$	1.500.000						1.500.000
Inversión CT	US\$	24.652.000						24.652.000
Valor residual	US\$						-18.078.133	-18.078.133
Depreciación	US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		6.573.867
Costo Op. (Flujo)	US\$	26.152.000	3.241.231	3.243.942	4.387.276	1.411.643	-18.078.133	20.357.958
Factor (10%)	0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	
Valor Actual de Costos	US\$	26.152.000	2.946.573	2.680.944	3.296.226	964.171	-11.225.098	24.814.815

Evaluación Económica respecto al Plan de Extracción 2.6 MTon/

Valor Actual de Costos - Caso Base

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Item		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción	Ton		2.600.000	2.600.000	2.600.000	2.600.000	2.600.000	13.000.000
Costo Op. (Flujo Nom.)	US\$		5.642.000	5.642.000	5.642.000	5.642.000	5.642.000	28.210.000
Factor (10%)		1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos	US\$		5.129.091	4.662.810	4.238.918	3.853.562	3.503.238	21.387.619

Valor Actual de Costos - Alternativa

Items		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total
Producción	(Ton)		2.600.000	2.600.000	2.600.000	2.600.000	2.600.000		13.000.000
Mano de Obra Directa	US\$		210.720	210.720	210.720	210.720	210.720		1.053.600
Mano de Obra Contratada	US\$		201.600	183.600	177.600	171.600	171.600		906.000
Materiales	US\$		758.636	758.636	758.636	758.636	727.462		3.762.007
Energía Eléctrica	US\$		1.391.671	1.481.071	1.490.482	1.490.482	1.490.482		7.344.187
Equipo de apoyo	US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	607.200		3.036.000
Inversión CH	US\$	1.500.000							1.500.000
Inversión CT	US\$	24.652.000							24.652.000
Valor residual	US\$							-16.434.667	-16.434.667
Depreciación	US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		8.217.333
Costo Op. (Flujo Nominal)	US\$	26.152.000	3.169.827	3.241.227	3.244.638	3.238.638	3.207.464	-16.434.667	25.819.128
Factor (10%)	0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos	US\$	26.152.000	2.881.661	2.678.700	2.437.745	2.212.033	1.991.583	-9.276.941	29.076.781

Evaluación Económica respecto al Plan de Extracción 3.2 MTon/a

Valor Actual de Costos - Caso Base

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción Ton		3.200.000	3.200.000	3.200.000	3.200.000	3.200.000	16.000.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		6.944.000	6.944.000	6.944.000	6.944.000	6.944.000	34.720.000
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		6.312.727	5.738.843	5.217.130	4.742.845	4.311.678	26.323.223

Valor Actual de Costos - Alternativa

Items	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total
Producción (Ton)		3.200.000	3.200.000	3.200.000	3.200.000	3.200.000		16.000.000
Mano de Obra Directa US\$		192.720	192.720	192.720	192.720	192.720		963.600
Mano de Obra Contratada US\$		230.400	212.400	206.400	200.400	200.400		1.050.000
Materiales US\$		834.339	834.339	834.339	834.339	795.971		4.133.326
Energía Eléctrica US\$		1.798.712	1.919.096	1.931.768	1.931.768	1.931.768		9.513.112
Equipo de apoyo US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	607.200		3.036.000
Inversión CH US\$	1.500.000							1.500.000
Inversión CT US\$	24.652.000							24.652.000
Valor residual US\$							-16.434.667	-16.434.667
Depreciación US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		8.217.333
Costo Op. (Flujo Nominal) US\$	26.152.000	3.663.371	3.765.755	3.772.427	3.766.427	3.728.059	-16.434.667	28.413.371
Factor (10%) 0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos US\$	26.152.000	3.330.337	3.112.194	2.834.280	2.572.520	2.314.831	-9.276.941	31.039.222

Evaluación Económica respecto al Plan de Extracción 3.7 MTon/a

Valor Actual de Costos - Caso Base

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción Ton		3.700.000	3.700.000	3.700.000	3.700.000	3.700.000	18.500.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		8.029.000	8.029.000	8.029.000	8.029.000	8.029.000	40.145.000
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		7.299.091	6.635.537	6.032.307	5.483.915	4.985.377	30.436.227

Valor Actual de Costos - Alternativa

Items	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total -
Producción (Ton)		3.700.000	3.700.000	3.700.000	3.700.000	3.700.000		18.500.000
Mano de Obra Directa US\$		192.720	192.720	192.720	192.720	192.720		963.600
Mano de Obra Contratada US\$		230.400	212.400	206.400	200.400	200.400		1.050.000
Materiales US\$		897.424	897.424	897.424	897.424	853.061		4.442.759
Energía Eléctrica US\$		2.024.527	2.157.064	2.171.015	2.171.015	2.171.015		10.694.636
Equipo de apoyo US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	607.200		3.036.000
Inversión CH US\$	1.500.000							1.500.000
Inversión CT US\$	24.652.000							24.652.000
Valor residual US\$							-16.434.667	-16.434.667
Depreciación US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		8.217.333
Costo Op. (Flujo Nominal) US\$	26.152.000	3.952.272	4.066.808	4.074.759	4.068.759	4.024.396	-16.434.667	29.904.328
Factor (10%) 0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos US\$	26.152.000	3.592.974	3.360.998	3.061.427	2.779.017	2.498.833	-9.276.941	32.168.309

Evaluación Económica respecto al Plan de Extracción 3.8 MTon/a

Valor Actual de Costos - Caso Base

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción Ton		3.800.000	3.800.000	3.800.000	3.800.000	3.800.000	19.000.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		8.246.000	8.246.000	8.246.000	8.246.000	8.246.000	41.230.000
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		7.496.364	6.814.876	6.195.342	5.632.129	5.120.117	31.258.828

Valor Actual de Costos - Alternativa

Items	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total -
Producción (Ton)		3.800.000	3.800.000	3.800.000	3.800.000	3.800.000		19.000.000
Mano de Obra Directa US\$		192.720	192.720	192.720	192.720	192.720		963.600
Mano de Obra Contratada US\$		230.400	212.400	206.400	200.400	200.400		1.050.000
Materiales US\$		910.041	910.041	910.041	910.041	864.479		4.504.645
Energía Eléctrica US\$		2.049.527	2.182.064	2.196.015	2.196.015	2.196.015		10.819.636
Equipo de apoyo US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	607.200		3.036.000
Inversión CH US\$	1.500.000							1.500.000
Inversión CT US\$	24.652.000							24.652.000
Valor residual US\$							-16.434.667	-16.434.667
Depreciación US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		8.217.333
Costo Op. (Flujo Nominal) US\$	26.152.000	3.989.889	4.104.425	4.112.376	4.106.376	4.060.814	-16.434.667	30.091.214
Factor (10%) 0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos US\$	26.152.000	3.627.172	3.392.087	3.089.689	2.804.710	2.521.446	-9.276.941	32.310.163

Evaluación Económica respecto al Plan de Extracción 4.0 MTon/a

Valor Actual de Costos - Caso Base

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Item		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción	Ton		4.000.000	4.000.000	4.000.000	4.000.000	4.000.000	20.000.000
Costo Op. (Flujo Nom.)	US\$		8.680.000	8.680.000	8.680.000	8.680.000	8.680.000	43.400.000
Factor (10%)		1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos	US\$		7.890.909	7.173.554	6.521.412	5.928.557	5.389.597	32.904.029

Valor Actual de Costos - Alternativa

Items		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total
Producción	(Ton)		4.000.000	4.000.000	4.000.000	4.000.000	4.000.000		20.000.000
Mano de Obra Directa	US\$		210.720	210.720	210.720	192.720	192.720		1.017.600
Mano de Obra	US\$		201.600	183.600	177.600	200.400	200.400		963.600
Materiales	US\$		935.276	935.276	935.276	935.276	887.316		4.628.418
Energía Eléctrica	US\$		2.214.625	2.361.035	2.376.446	2.376.446	2.376.446		11.704.999
Equipo de apoyo	US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	607.200		3.036.000
Inversión CH	US\$	1.500.000							1.500.000
Inversión CT	US\$	24.652.000							24.652.000
Valor residual	US\$							-16.434.667	-16.434.667
Depreciación	US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		8.217.333
Costo Op. (Flujo)	US\$	26.152.000	4.169.420	4.297.830	4.307.242	4.312.042	4.264.082	-16.434.667	31.067.950
Factor (10%)	0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos	US\$	26.152.000	3.790.382	3.551.926	3.236.095	2.945.183	2.647.659	-9.276.941	33.046.304

Evaluación Económica respecto al Plan de Extracción 4.05 MTon/a

Valor Actual de Costos - Caso Base

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Item		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción	Ton		4.050.000	4.050.000	4.050.000	4.050.000	4.050.000	20.250.000
Costo Op. (Flujo Nom.)	US\$		8.788.500	8.788.500	8.788.500	8.788.500	8.788.500	43.942.500
Factor (10%)		1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos	US\$		7.989.545	7.263.223	6.602.930	6.002.664	5.456.967	33.315.330

Valor Actual de Costos - Alternativa

Items		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total
Producción	(Ton)		4.050.000	4.050.000	4.050.000	4.050.000	4.050.000		20.250.000
Mano de Obra Directa	US\$		210.720	210.720	210.720	192.720	192.720		1.017.600
Mano de Obra	US\$		201.600	183.600	177.600	200.400	200.400		963.600
Materiales	US\$		941.584	941.584	941.584	941.584	893.025		4.659.361
Energía Eléctrica	US\$		2.227.125	2.373.535	2.388.946	2.388.946	2.388.946		11.767.499
Equipo de apoyo	US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	607.200		3.036.000
Inversión CH	US\$	1.500.000							1.500.000
Inversión CT	US\$	24.652.000							24.652.000
Valor residual	US\$							-16.434.667	-16.434.667
Depreciación	US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		8.217.333
Costo Op. (Flujo)	US\$	26.152.000	4.188.229	4.316.639	4.326.051	4.330.851	4.282.291	-16.434.667	31.161.394
Factor (10%)	0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos	US\$	26.152.000	3.807.481	3.567.470	3.250.226	2.958.029	2.658.966	-9.276.941	33.117.231

Evaluación Económica respecto al Plan de Extracción 4.2 MTon/a

Valor Actual de Costos - Caso Base

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Item		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción	Ton		4.200.000	4.200.000	4.200.000	4.200.000	4.200.000	21.000.000
Costo Op. (Flujo Nom.)	US\$		9.114.000	9.114.000	9.114.000	9.114.000	9.114.000	45.570.000
Factor (10%)		1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos	US\$		8.285.455	7.532.231	6.847.483	6.224.985	5.659.077	34.549.231

Valor Actual de Costos - Alternativa

Items		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total
Producción	(Ton)		4.200.000	4.200.000	4.200.000	4.200.000	4.200.000		21.000.000
Mano de Obra Directa	US\$		210.720	210.720	210.720	192.720	192.720		1.017.600
Mano de Obra	US\$		201.600	183.600	177.600	200.400	200.400		963.600
Materiales	US\$		960.510	960.510	960.510	960.510	910.152		4.752.191
Energía Eléctrica	US\$		2.264.625	2.411.035	2.426.446	2.426.446	2.426.446		11.954.999
Equipo de apoyo	US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	607.200		3.036.000
Inversión CH	US\$	1.500.000							1.500.000
Inversión CT	US\$	24.652.000							24.652.000
Valor residual	US\$							-16.434.667	-16.434.667
Depreciación	US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		8.217.333
Costo Op. (Flujo)	US\$	26.152.000	4.244.655	4.373.065	4.382.476	4.387.276	4.336.918	-16.434.667	31.441.723
Factor (10%)	0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos	US\$	26.152.000	3.858.777	3.614.103	3.292.619	2.996.569	2.692.885	-9.276.941	33.330.012

Evaluación Económica respecto al Costo Unitario

Valor Actual de Costos - Caso Base

Items		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	2019 6	Total
Producción (Ton)			2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000		12.875.000
Mano de Obra Directa	US\$		210.720	210.720	210.720	192.720	56.880		881.760
Mano de Obra	US\$		201.600	183.600	177.600	200.400	126.000		889.200
Materiales	US\$		758.510	758.636	758.510	960.510	530.728		3.766.894
Energía Eléctrica	US\$		1.401.371	1.481.074	1.489.912	2.426.446	394.434		7.193.239
Equipo de apoyo	US\$		607.200	607.200	607.200	607.200	303.600		2.732.400
Inversión CH	US\$	1.500.000							1.500.000
Inversión CT	US\$	24.652.000							24.652.000
Valor residual	US\$							-16.434.667	-16.434.667
Depreciación	US\$		1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467	1.643.467		8.217.333
Costo Op. (Flujo)	US\$	26.152.000	3.179.401	3.241.231	3.243.942	4.387.276	1.411.643	-16.434.667	25.180.826
Factor (10%)	0,10	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	0,564	
Valor Actual de Costos	US\$	26.152.000	2.890.365	2.678.703	2.437.221	2.996.569	876.519	-9.276.941	28.754.436

Valor Actual de Costos - Alternativa 2.17 US\$/ton

Costo opex. (US\$/Ton)	2,17
Impuesto	10%

Ítem		2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción	ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.)	US\$		5.639.830	5.642.000	5.639.830	9.114.000	1.903.090	27.938.750
Factor (10%)		1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos	US\$		5.127.118	4.662.810	4.237.288	6.224.985	1.181.669	21.433.870

Valor Actual de Costos - Alternativa 2.3 US\$/ton

Costo opex. (US\$/Ton)	2,3
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción Ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		5.977.700	5.980.000	5.977.700	9.660.000	2.017.100	29.612.500
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		5.434.273	4.942.149	4.491.134	6.597.910	1.252.460	22.717.926

Valor Actual de Costos - Alternativa 2.5 US\$/Ton

Costo opex. (US\$/Ton)	2,5
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción Ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		6.497.500	6.500.000	6.497.500	10.500.000	2.192.500	32.187.500
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		5.906.818	5.371.901	4.881.668	7.171.641	1.361.370	24.693.398

Valor Actual de Costos - Alternativa 2.7 UD\$/Ton

Costo opex. (US\$/Ton)	2,7
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción Ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		7.017.300	7.020.000	7.017.300	11.340.000	2.367.900	34.762.500
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		6.379.364	5.801.653	5.272.201	7.745.373	1.470.280	26.668.870

Valor Actual de Costos - Alternativa 2.81 US\$/Ton

Costo opex. (US\$/Ton)	2,81
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		7.294.882	7.297.688	7.294.882	11.788.574	2.461.566	36.137.592
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		6.631.711	6.031.147	5.480.753	8.051.754	1.528.439	27.723.804

Valor Actual de Costos - Alternativa 2.81 US\$/Ton

Costo opex. (US\$/Ton)	2,9
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción Ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		7.537.100	7.540.000	7.537.100	12.180.000	2.543.300	37.337.500
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		6.851.909	6.231.405	5.662.735	8.319.104	1.579.189	28.644.342

Valor Actual de Costos - Alternativa 2.94 US\$/Ton

Costo opex. (US\$/Ton)	2,94
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		7.641.060	7.644.000	7.641.060	12.348.000	2.578.380	37.852.500
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		6.946.418	6.317.355	5.740.841	8.433.850	1.600.971	29.039.436

Valor Actual de Costos - Alternativa 3.1 US\$/Ton

Costo opex. (US\$/Ton)	3,1
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		8.056.900	8.060.000	8.056.900	13.020.000	2.718.700	39.912.500
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		7.324.455	6.661.157	6.053.268	8.892.835	1.688.099	30.619.814

Valor Actual de Costos - Alternativa 3.3 US\$/Ton

Costo opex. (US\$/Ton)	3,3
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		8.576.700	8.580.000	8.576.700	13.860.000	2.894.100	42.487.500
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		7.797.000	7.090.909	6.443.802	9.466.566	1.797.008	32.595.286

Valor Actual de Costos - Alternativa 3.5 US\$/Ton

Costo opex. (US\$/Ton)	3,5
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		9.096.500	9.100.000	9.096.500	14.700.000	3.069.500	45.062.500
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		8.269.545	7.520.661	6.834.335	10.040.298	1.905.918	34.570.757

Valor Actual de Costos - Alternativa 2.94 US\$/Ton

Costo opex. (US\$/Ton)	3,8
Impuesto	10%

Item	2013 0	2014 1	2015 2	2016 3	2017 4	2018 5	Total
Producción ton		2.599.000	2.600.000	2.599.000	4.200.000	877.000	12.875.000
Costo Op. (Flujo Nom.) US\$		9.876.200	9.880.000	9.876.200	15.960.000	3.332.600	48.925.000
Factor (10%)	1,000	0,909	0,826	0,751	0,683	0,621	-
Valor Actual de Costos US\$		8.978.364	8.165.289	7.420.135	10.900.895	2.069.282	37.533.965

ANEXO I

CALCULO DE RESISTENCIAS Y POTENCIAS ALTERNATIVA DE MEJORAMIENTO

ANEXO I

CALCULO DE RESISTENCIAS Y POTENCIAS ALTERNATIVA DE MEJORAMIENTO (POTENCIA 2013)

								Resistencias					
Tramo	Carga	Descarga	Diferencia de altura	longitud recta	Longitud inclinada	inclinacion	α	Coef. Correccion	coef. resistencia	Resistencias a vencer	Resistencias primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia
	m	m	m	m	m	%	-	C	f	F	FH	FN	FSt
										N	N	N	N
1	2.670	2.665	5,00	160,00	160,08	-3,1%	-1,79	1,25	0,017	9.252,2	4.168,9	1.042,2	4.041,1
2	2.665	2.656	9,00	117,30	117,65	-7,7%	-4,40	1,40	0,017	11.553,8	3.057,0	1.222,8	7.274,0
3	2.656	2.651	5,00	46,10	46,37	-10,8%	-6,23	1,26	0,017	5.555,3	1.201,8	312,5	4.041,1
4	2.651	2.647	4,00	47,45	47,62	-8,4%	-4,84	1,40	0,017	4.964,2	1.236,7	494,7	3.232,9
5	2.647	2.606	41,00	477,00	478,77	-8,6%	-4,93	1,78	0,017	55.266,4	12.432,2	9.697,1	33.137,1
6	2.606	2.585	21,00	457,80	458,28	-4,6%	-2,63	1,35	0,017	33.076,5	11.928,8	4.175,1	16.972,7
7	2.585	2.583	2,00	134,60	134,61	-1,5%	-0,85	1,56	0,017	7.087,2	3.506,9	1.963,9	1.616,4
8	2.583	2.581	2,00	250,30	250,31	-0,8%	-0,46	1,95	0,017	14.333,1	6.521,4	6.195,3	1.616,4
9	2.581	2.565	16,00	243,40	243,93	-6,6%	-3,77	1,79	0,017	24.285,3	6.342,9	5.010,9	12.931,5
10	2.565	2.545	20,00	372,90	373,44	-5,4%	-3,07	2,20	0,017	37.541,6	9.716,9	11.660,3	16.164,4
11	2.545	2.525	20,00	327,90	328,51	-6,1%	-3,50	2,30	0,017	35.817,1	8.544,7	11.108,0	16.164,4
12	2.525	2.505	20,00	250,90	251,70	-8,0%	-4,57	1,21	0,017	24.076,6	6.539,0	1.373,2	16.164,4
13	2.505	2.500	5,00	84,70	84,85	-5,9%	-3,38	1,21	0,017	6.711,8	2.207,1	463,5	4.041,1
14	2.500	2.500	0,00	123,80	123,80	0,0%	0,00	1,21	0,016	3.784,6	3.127,8	656,8	0,0
15	2.500	2.500	0,00	132,30	132,30	0,0%	0,00	1,21	0,016	4.044,4	3.342,5	701,9	0,0
16	2.500	2.481	19,00	406,12	406,57	-4,7%	-2,68	1,21	0,017	28.160,7	10.582,2	2.222,3	15.356,2
17	2.481	2.471	10,00	301,90	302,07	-3,3%	-1,90	1,21	0,017	17.600,3	7.866,1	1.651,9	8.082,2
18	2.471	2.473	2,00	256,60	256,61	0,8%	0,45	1,21	0,017	9.705,9	6.685,5	1.404,0	1.616,4
19	2.473	2.463	10,00	366,70	366,84	-2,7%	-1,56	1,29	0,017	20.407,4	9.554,4	2.770,8	8.082,2
20	2.463	2.452	11,00	123,20	123,69	-8,9%	-5,12	1,38	0,017	13.321,7	3.211,1	1.220,2	8.890,4
21	2.452	2.443	9,00	145,60	145,88	-6,2%	-3,54	1,91	0,017	14.520,9	3.794,2	3.452,7	7.274,0
22	2.443	2.429	14,00	440,60	440,82	-3,2%	-1,82	1,69	0,017	30.716,3	11.480,0	7.921,2	11.315,1
23	2.429	2.428	1,00	156,40	156,40	-0,6%	-0,37	1,65	0,016	7.328,0	3.951,4	2.568,4	808,2
24	2.428	2.413	15,00	489,60	489,83	-3,1%	-1,76	1,25	0,017	28.069,1	12.756,7	3.189,2	12.123,3
25	2.413	2.409	4,00	307,03	307,06	-1,3%	-0,75	1,25	0,017	13.232,2	7.999,5	1.999,9	3.232,9
26	2.409	2.405	4,00	182,84	182,88	-2,2%	-1,25	1,25	0,017	9.187,7	4.763,8	1.191,0	3.232,9
27	2.405	2.390	15,00	133,30	134,15	-11,3%	-6,46	1,25	0,017	16.467,2	3.475,1	868,8	12.123,3
28	2.390	2.380	10,00	214,12	214,35	-4,7%	-2,68	1,25	0,017	15.056,3	5.579,3	1.394,8	8.082,2
29	2.380	2.370	10,00	462,13	462,24	-2,2%	-1,24	1,25	0,017	23.133,0	12.040,7	3.010,2	8.082,2
Total	2.670	2.370	300,00	7.212,59	7.221,61	-4,2%	-2,38	1,25	0,017	477.473,0	188.005,2	47.001,3	242.466,5

Tramo	Resistencias							Masa	Potencia Total					
	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	Potencia de accionamiento	Capacidad de motor	Potencia nominal estandar	Factor de partida	Fuerza periferica (Rodillos simples)	Tensión 1
	F	Fho	Fhu	Fsto	Fstu	Fo	Fu	mn	PTr	PM	PMnom	KA	Fu	T1
	N	N	N	N	N	N	N	kg	kW	kW	kW		N	N
1	9.252,2	3.168,9	1.162,1	5.594,9	-1.553,8	8.763,8	-391,7	20.716,7	18,0	19,1	18,5	1,4	9.252,2	12.028,8
2	11.553,8	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	22,4	23,8	30,0	1,1	11.553,8	15.021,1
3	5.555,3	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	10,8	11,5	11,0	1,5	5.555,3	7.222,5
4	4.964,2	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7	9,6	10,2	11,0	1,3	4.964,2	6.454,0
5	55.266,4	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9	107,2	114,1	110,0	1,5	55.266,4	71.851,9
6	33.076,5	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2	64,2	68,3	75,0	1,3	33.076,5	43.002,8
7	7.087,2	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3	13,8	14,6	15,0	1,4	7.087,2	9.214,1
8	14.333,1	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9	27,8	29,6	30,0	1,4	14.333,1	18.634,5
9	24.285,3	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2	47,1	50,1	55,0	1,3	24.285,3	31.573,3
10	37.541,6	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9	72,8	77,5	75,0	1,4	37.541,6	48.807,9
11	35.817,1	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7	69,5	73,9	75,0	1,4	35.817,1	46.565,9
12	24.076,6	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2	46,7	49,7	55,0	1,3	24.076,6	31.302,0
13	6.711,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7	13,0	13,9	15,0	1,3	6.711,8	8.726,0
14	3.784,6	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7	7,3	7,3	7,5	1,4	3.784,6	1.135,8
15	4.044,4	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8	7,8	7,8	11,0	1,0	4.044,4	1.213,7
16	28.160,7	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1	54,6	58,1	55,0	1,5	28.160,7	36.611,7
17	17.600,3	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2	34,1	36,3	37,0	1,4	17.600,3	22.882,1
18	9.705,9	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2	18,8	20,0	22,0	1,3	9.705,9	12.618,7
19	20.407,4	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6	39,6	42,1	45,0	1,3	20.407,4	26.531,6
20	13.321,7	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0	25,8	27,5	30,0	1,3	13.321,7	17.319,6
21	14.520,9	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	28,2	30,0	30,0	1,4	14.520,9	18.878,6
22	30.716,3	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	59,6	63,4	75,0	1,2	30.716,3	39.934,3
23	7.328,0	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	14,2	14,2	15,0	1,3	7.328,0	2.199,1
24	28.069,1	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	54,5	57,9	55,0	1,5	28.069,1	36.492,7
25	13.232,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	25,7	27,3	30,0	1,3	13.232,2	17.203,2
26	9.187,7	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	17,8	19,0	18,5	1,4	9.187,7	11.944,9
27	16.467,2	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	32,0	34,0	37,0	1,3	16.467,2	21.409,1
28	15.056,3	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	29,2	31,1	30,0	1,5	15.056,3	19.574,7
29	23.133,0	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	44,9	47,7	45,0	1,5	23.133,0	30.075,3
Total	477.473,0	142.910,6	52.410,9	335.693,9	-93.227,4	478.604,4	-40.816,5	934.593,5	972,3	1.032,5	1.073,5	1,3	501.123,8	651.511,8

Tramo	Fuerza periférica (Rodillos simples)							Tension de la cinta				
	Tensión 2	Fuerza periférica	Fuerza de partida	aceleracion de la cinta	Fuerza de partida	Tensión parte superior de la cinta	Tensión parte inferior	Fuerza a partir de FUA	Tension para la polea de freno	Tension tension de la tracion	aceleracion de la cinta	Fuerza de partida sobredimensionada
	T2	Fu	FUA	aA	FUA	T1A	T2A	FUB	T1B	T2B	aB	FUB
	N	N	N	m/s²	N	N	N	N	N	N	m/s²	N
1	2.776,6	9.252,2	12.953,0	0,14	12.955,0	16.842,9	3.887,8	-12.955,0	-16.842,9	-3.887,8	-0,87	-12.955,0
2	3.467,3	11.553,8	16.175,3	0,25	16.178,7	21.033,9	4.855,3	-16.178,7	-21.033,9	-4.855,3	-1,48	-16.178,7
3	1.667,2	5.555,3	7.777,5	0,30	7.781,6	10.116,9	2.335,3	-7.781,6	-10.116,9	-2.335,3	-1,80	-7.781,6
4	1.489,8	4.964,2	6.949,9	0,26	6.953,5	9.040,3	2.086,8	-6.953,5	-9.040,3	-2.086,8	-1,57	-6.953,5
5	16.585,5	55.266,4	77.372,9	0,29	77.376,9	100.597,8	23.220,9	-77.376,9	-100.597,8	-23.220,9	-1,74	-77.376,9
6	9.926,3	33.076,5	46.307,1	0,18	46.309,6	60.207,1	13.897,6	-46.309,6	-60.207,1	-13.897,6	-1,09	-46.309,6
7	2.126,9	7.087,2	9.922,1	0,13	9.923,9	12.902,1	2.978,2	-9.923,9	-12.902,1	-2.978,2	-0,79	-9.923,9
8	4.301,4	14.333,1	20.066,3	0,14	20.068,3	26.090,8	6.022,5	-20.068,3	-26.090,8	-6.022,5	-0,86	-20.068,3
9	7.288,1	24.285,3	33.999,4	0,25	34.002,8	44.207,1	10.204,3	-34.002,8	-44.207,1	-10.204,3	-1,50	-34.002,8
10	11.266,3	37.541,6	52.558,3	0,25	52.561,7	68.335,6	15.773,9	-52.561,7	-68.335,6	-15.773,9	-1,51	-52.561,7
11	10.748,8	35.817,1	50.144,0	0,27	50.147,7	65.197,1	15.049,4	-50.147,7	-65.197,1	-15.049,4	-1,64	-50.147,7
12	7.225,4	24.076,6	33.707,2	0,24	33.710,5	43.827,0	10.116,6	-33.710,5	-43.827,0	-10.116,6	-1,44	-33.710,5
13	2.014,2	6.711,8	9.396,5	0,20	9.399,2	12.219,9	2.820,7	-9.399,2	-12.219,9	-2.820,7	-1,19	-9.399,2
14	4.920,3	-3.784,6	5.298,4	0,08	5.299,5	6.889,9	1.590,4	-5.299,5	-6.889,9	-1.590,4	-0,46	-12.868,6
15	5.258,2	-4.044,4	5.662,2	0,08	5.663,3	7.362,8	1.699,6	-5.663,3	-7.362,8	-1.699,6	-0,46	-13.752,1
16	8.451,1	28.160,7	39.424,9	0,17	39.427,3	51.259,5	11.832,2	-39.427,3	-51.259,5	-11.832,2	-1,04	-39.427,3
17	5.281,9	17.600,3	24.640,4	0,15	24.642,4	32.037,6	7.395,2	-24.642,4	-32.037,6	-7.395,2	-0,88	-24.642,4
18	2.912,8	9.705,9	13.588,3	0,09	13.589,6	17.667,8	4.078,3	-13.589,6	-17.667,8	-4.078,3	-0,57	-13.589,6
19	6.124,3	20.407,4	28.570,3	0,14	28.572,2	37.146,8	8.574,6	-28.572,2	-37.146,8	-8.574,6	-0,84	-28.572,2
20	3.997,9	13.321,7	18.650,4	0,27	18.654,1	24.252,3	5.598,1	-18.654,1	-24.252,3	-5.598,1	-1,62	-18.654,1
21	4.357,7	14.520,9	20.329,2	0,25	20.332,6	26.434,5	6.101,9	-20.332,6	-26.434,5	-6.101,9	-1,50	-20.332,6
22	9.218,0	30.716,3	43.002,8	0,17	43.005,2	55.911,1	12.905,9	-43.005,2	-55.911,1	-12.905,9	-1,05	-43.005,2
23	9.527,2	-7.328,0	10.259,2	0,12	10.260,8	13.340,1	3.079,3	-10.260,8	-13.340,1	-3.079,3	-0,70	-24.916,9
24	8.423,6	28.069,1	39.296,8	0,14	39.298,8	51.092,4	11.793,6	-39.298,8	-51.092,4	-11.793,6	-0,86	-39.298,8
25	3.971,0	13.232,2	18.525,1	0,11	18.526,6	24.086,4	5.559,9	-18.526,6	-24.086,4	-5.559,9	-0,65	-18.526,6
26	2.757,2	9.187,7	12.862,8	0,13	12.864,5	16.725,1	3.860,7	-12.864,5	-16.725,1	-3.860,7	-0,76	-12.864,5
27	4.941,8	16.467,2	23.054,1	0,31	23.058,3	29.978,2	6.919,8	-23.058,3	-29.978,2	-6.919,8	-1,85	-23.058,3
28	4.518,4	15.056,3	21.078,8	0,18	21.081,3	27.407,8	6.326,5	-21.081,3	-27.407,8	-6.326,5	-1,06	-21.081,3
29	6.942,3	23.133,0	32.386,2	0,13	32.388,0	42.107,6	9.719,7	-32.388,0	-42.107,6	-9.719,7	-0,75	-32.388,0
Total	150.388,1	501.123,8	700.300,1	0,19	700.302,7	910.464,7	210.162,0	-700.302,7	-910.464,7	-210.162,0	-1,02	-676.651,9

Tramo	corregidas						Resistencia nominal a la rotura de la correa	
	Tensión para la polea de freno	Tensión de la tracción	Desaceleración	Fuerza periférica transmissible	Tiempo de detención		Resistencia máxima de la correa	Resistencia nominal
	T1B	T2B	aB	FUB	tB	tB	k max	k nom V
	N	N	m/s²	N	s	s	N/mm	N/mm
1	-3.887,8	9.067,2	-0,82	-11.788,3	2,2	2,4	-14,74	-117,9
2	-4.855,3	11.323,4	-1,40	-14.721,6	1,3	1,4	-18,40	-147,2
3	-2.335,3	5.446,3	-1,71	-7.080,8	1,1	1,1	-8,85	-70,8
4	-2.086,8	4.866,8	-1,49	-6.327,3	1,2	1,3	-7,91	-63,3
5	-23.220,9	54.155,9	-1,64	-70.408,2	1,1	1,2	-88,01	-704,1
6	-13.897,6	32.412,0	-1,03	-42.138,9	1,8	1,9	-52,67	-421,4
7	-2.978,2	6.945,8	-0,75	-9.030,2	2,5	2,6	-11,29	-90,3
8	-6.022,5	14.045,8	-0,82	-18.260,9	2,3	2,4	-22,83	-182,6
9	-10.204,3	23.798,5	-1,42	-30.940,5	1,3	1,4	-38,68	-309,4
10	-15.773,9	36.787,9	-1,43	-47.828,0	1,3	1,4	-59,78	-478,3
11	-15.049,4	35.098,3	-1,55	-45.631,4	1,2	1,2	-57,04	-456,3
12	-10.116,6	23.593,9	-1,36	-30.674,5	1,3	1,4	-38,34	-306,7
13	-2.820,7	6.578,5	-1,13	-8.552,7	1,6	1,7	-10,69	-85,5
14	-3.861,9	9.006,7	-0,78	-11.709,7	4,2	2,5	-14,64	-117,1
15	-4.127,0	9.625,1	-0,78	-12.513,6	4,2	2,5	-15,64	-125,1
16	-11.832,2	27.595,1	-0,99	-35.876,4	1,9	2,0	-44,85	-358,8
17	-7.395,2	17.247,1	-0,83	-22.423,0	2,2	2,3	-28,03	-224,2
18	-4.078,3	9.511,3	-0,54	-12.365,7	3,4	3,6	-15,46	-123,7
19	-8.574,6	19.997,7	-0,79	-25.999,0	2,3	2,4	-32,50	-260,0
20	-5.598,1	13.056,0	-1,53	-16.974,1	1,2	1,3	-21,22	-169,7
21	-6.101,9	14.230,8	-1,42	-18.501,4	1,3	1,4	-23,13	-185,0
22	-12.905,9	30.099,3	-0,99	-39.132,1	1,9	2,0	-48,92	-391,3
23	-7.477,6	17.439,3	-1,20	-22.672,8	2,8	1,6	-28,34	-226,7
24	-11.793,6	27.505,2	-0,82	-35.759,5	2,3	2,4	-44,70	-357,6
25	-5.559,9	12.966,7	-0,61	-16.858,1	3,0	3,2	-21,07	-168,6
26	-3.860,7	9.003,8	-0,72	-11.705,9	2,6	2,7	-14,63	-117,1
27	-6.919,8	16.138,5	-1,75	-20.981,7	1,1	1,1	-26,23	-209,8
28	-6.326,5	14.754,7	-1,00	-19.182,7	1,8	1,9	-23,98	-191,8
29	-9.719,7	22.668,3	-0,71	-29.471,1	2,6	2,7	-36,84	-294,7
Total	-203.064,3	473.587,6	-0,95	-615.712,0	1,9	2,0	-769,64	-6.157,1

POTENCIA 2014

Tramo	Resistencias										Masa	Potencia de accionamiento
	Resistencias a vencer	Resistencias primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones
	F	FH	FN	FSt	F	Fho	Fhu	Fsto	Fstu	Fo	Fu	mn
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg
1	9.252,2	4.168,9	1.042,2	4.041,1	9.252,2	3.168,9	1.162,1	5.594,9	-1.553,8	8.763,8	-391,7	20.716,7
2	11.553,8	3.057,0	1.222,8	7.274,0	11.553,8	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4
3	5.555,3	1.201,8	312,5	4.041,1	5.555,3	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5
4	4.964,2	1.236,7	494,7	3.232,9	4.964,2	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7
5	55.266,4	12.432,2	9.697,1	33.137,1	55.266,4	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9
6	33.076,5	11.928,8	4.175,1	16.972,7	33.076,5	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2
7	7.087,2	3.506,9	1.963,9	1.616,4	7.087,2	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3
8	14.333,1	6.521,4	6.195,3	1.616,4	14.333,1	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9
9	24.285,3	6.342,9	5.010,9	12.931,5	24.285,3	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2
10	37.541,6	9.716,9	11.660,3	16.164,4	37.541,6	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9
11	35.817,1	8.544,7	11.108,0	16.164,4	35.817,1	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7
12	24.076,6	6.539,0	1.373,2	16.164,4	24.076,6	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2
13	6.711,8	2.207,1	463,5	4.041,1	6.711,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7
14	3.784,6	3.127,8	656,8	0,0	3.784,6	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7
15	4.044,4	3.342,5	701,9	0,0	4.044,4	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8
16	28.160,7	10.582,2	2.222,3	15.356,2	28.160,7	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1
17	17.600,3	7.866,1	1.651,9	8.082,2	17.600,3	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2
18	9.705,9	6.685,5	1.404,0	1.616,4	9.705,9	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2
19	20.407,4	9.554,4	2.770,8	8.082,2	20.407,4	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6
20	13.321,7	3.211,1	1.220,2	8.890,4	13.321,7	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0
21	14.520,9	3.794,2	3.452,7	7.274,0	14.520,9	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1
22	30.716,3	11.480,0	7.921,2	11.315,1	30.716,3	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6
23	7.328,0	3.951,4	2.568,4	808,2	7.328,0	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1
24	28.069,1	12.756,7	3.189,2	12.123,3	28.069,1	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9
25	13.232,2	7.999,5	1.999,9	3.232,9	13.232,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0
26	9.187,7	4.763,8	1.191,0	3.232,9	9.187,7	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1
27	16.467,2	3.475,1	868,8	12.123,3	16.467,2	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5
28	15.056,3	5.579,3	1.394,8	8.082,2	15.056,3	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9
29	23.133,0	12.040,7	3.010,2	8.082,2	23.133,0	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1
Total	477.473,0	188.005,2	47.001,3	242.466,5	477.473,0	142.910,6	52.410,9	335.693,9	-93.227,4	478.604,4	-40.816,5	934.593,5
												664,7

POTENCIA 2015

Tramo	Resistencias											Masa	Potencia de accionamiento
	Resistencias a vencer	Resistencias primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	
	F	F _H	F _N	F _{St}	F	F _{ho}	F _{hu}	F _{sto}	F _{stu}	F _o	F _u	m _n	P _{Tr}
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg	kW
1	9.252,2	4.168,9	1.042,2	4.041,1	9.252,2	3.168,9	1.162,1	5.594,9	-1.553,8	8.763,8	-391,7	20.716,7	12,3
2	11.553,8	3.057,0	1.222,8	7.274,0	11.553,8	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	15,3
3	5.555,3	1.201,8	312,5	4.041,1	5.555,3	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	7,4
4	4.964,2	1.236,7	494,7	3.232,9	4.964,2	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7	6,6
5	55.266,4	12.432,2	9.697,1	33.137,1	55.266,4	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9	73,3
6	33.076,5	11.928,8	4.175,1	16.972,7	33.076,5	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2	43,9
7	7.087,2	3.506,9	1.963,9	1.616,4	7.087,2	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3	9,4
8	14.333,1	6.521,4	6.195,3	1.616,4	14.333,1	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9	19,0
9	24.285,3	6.342,9	5.010,9	12.931,5	24.285,3	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2	32,2
10	37.541,6	9.716,9	11.660,3	16.164,4	37.541,6	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9	49,8
11	35.817,1	8.544,7	11.108,0	16.164,4	35.817,1	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7	47,5
12	24.076,6	6.539,0	1.373,2	16.164,4	24.076,6	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2	31,9
13	6.711,8	2.207,1	463,5	4.041,1	6.711,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7	8,9
14	3.784,6	3.127,8	656,8	0,0	3.784,6	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7	5,0
15	4.044,4	3.342,5	701,9	0,0	4.044,4	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8	5,4
16	28.160,7	10.582,2	2.222,3	15.356,2	28.160,7	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1	37,4
17	17.600,3	7.866,1	1.651,9	8.082,2	17.600,3	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2	23,4
18	9.705,9	6.685,5	1.404,0	1.616,4	9.705,9	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2	12,9
19	20.407,4	9.554,4	2.770,8	8.082,2	20.407,4	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6	27,1
20	13.321,7	3.211,1	1.220,2	8.890,4	13.321,7	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0	17,7
21	14.520,9	3.794,2	3.452,7	7.274,0	14.520,9	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	19,3
22	30.716,3	11.480,0	7.921,2	11.315,1	30.716,3	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	40,8
23	7.328,0	3.951,4	2.568,4	808,2	7.328,0	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	9,7
24	28.069,1	12.756,7	3.189,2	12.123,3	28.069,1	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	37,2
25	13.232,2	7.999,5	1.999,9	3.232,9	13.232,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	17,6
26	9.187,7	4.763,8	1.191,0	3.232,9	9.187,7	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	12,2
27	16.467,2	3.475,1	868,8	12.123,3	16.467,2	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	21,8
28	15.056,3	5.579,3	1.394,8	8.082,2	15.056,3	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	20,0
29	23.133,0	12.040,7	3.010,2	8.082,2	23.133,0	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	30,7
Total	477.473,0	188.005,2	47.001,3	242.466,5	477.473,0	142.910,6	52.410,9	335.693,9	-93.227,4	478.604,4	-40.816,5	934.593,5	664,9

POTENCIA 2016

Tramo	Resistencias											Masa	Potencia de accionamiento
	Resistencias a vencer	Resistencias primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	
	F	F _H	F _N	F _{St}	F	F _{ho}	F _{hu}	F _{sto}	F _{stu}	F _o	F _u	m _n	P _{Tr}
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg	kW
1	9.252,2	4.168,9	1.042,2	4.041,1	9.252,2	3.168,9	1.162,1	5.594,9	-1.553,8	8.763,8	-391,7	20.716,7	12,3
2	11.553,8	3.057,0	1.222,8	7.274,0	11.553,8	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	15,3
3	5.555,3	1.201,8	312,5	4.041,1	5.555,3	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	7,4
4	4.964,2	1.236,7	494,7	3.232,9	4.964,2	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7	6,6
5	55.266,4	12.432,2	9.697,1	33.137,1	55.266,4	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9	73,3
6	33.076,5	11.928,8	4.175,1	16.972,7	33.076,5	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2	43,9
7	7.087,2	3.506,9	1.963,9	1.616,4	7.087,2	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3	9,4
8	14.333,1	6.521,4	6.195,3	1.616,4	14.333,1	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9	19,0
9	24.285,3	6.342,9	5.010,9	12.931,5	24.285,3	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2	32,2
10	37.541,6	9.716,9	11.660,3	16.164,4	37.541,6	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9	49,8
11	35.817,1	8.544,7	11.108,0	16.164,4	35.817,1	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7	47,5
12	24.076,6	6.539,0	1.373,2	16.164,4	24.076,6	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2	31,9
13	6.711,8	2.207,1	463,5	4.041,1	6.711,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7	8,9
14	3.784,6	3.127,8	656,8	0,0	3.784,6	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7	5,0
15	4.044,4	3.342,5	701,9	0,0	4.044,4	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8	5,4
16	28.160,7	10.582,2	2.222,3	15.356,2	28.160,7	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1	37,4
17	17.600,3	7.866,1	1.651,9	8.082,2	17.600,3	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2	23,3
18	9.705,9	6.685,5	1.404,0	1.616,4	9.705,9	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2	12,9
19	20.407,4	9.554,4	2.770,8	8.082,2	20.407,4	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6	27,1
20	13.321,7	3.211,1	1.220,2	8.890,4	13.321,7	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0	17,7
21	14.520,9	3.794,2	3.452,7	7.274,0	14.520,9	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	19,3
22	30.716,3	11.480,0	7.921,2	11.315,1	30.716,3	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	40,7
23	7.328,0	3.951,4	2.568,4	808,2	7.328,0	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	9,7
24	28.069,1	12.756,7	3.189,2	12.123,3	28.069,1	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	37,2
25	13.232,2	7.999,5	1.999,9	3.232,9	13.232,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	17,6
26	9.187,7	4.763,8	1.191,0	3.232,9	9.187,7	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	12,2
27	16.467,2	3.475,1	868,8	12.123,3	16.467,2	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	21,8
28	15.056,3	5.579,3	1.394,8	8.082,2	15.056,3	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	20,0
29	23.133,0	12.040,7	3.010,2	8.082,2	23.133,0	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	30,7
Total	477.473,0	188.005,2	47.001,3	242.466,5	477.473,0	142.910,6	52.410,9	335.693,9	-93.227,4	478.604,4	-40.816,5	934.593,5	664,7

POTENCIA 2017

Tramo	Resistencias											Masa	Potencia de accionamiento
	Resistencias a vencer	Resistencias primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	
	F	F _H	F _N	F _{St}	F	F _{ho}	F _{hu}	F _{sto}	F _{stu}	F _o	F _u	m _n	P _{Tr}
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg	kW
1	9.252,2	4.168,9	1.042,2	4.041,1	9.252,2	3.168,9	1.162,1	5.594,9	-1.553,8	8.763,8	-391,7	20.716,7	19,8
2	11.553,8	3.057,0	1.222,8	7.274,0	11.553,8	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	24,8
3	5.555,3	1.201,8	312,5	4.041,1	5.555,3	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	11,9
4	4.964,2	1.236,7	494,7	3.232,9	4.964,2	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7	10,6
5	55.266,4	12.432,2	9.697,1	33.137,1	55.266,4	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9	118,5
6	33.076,5	11.928,8	4.175,1	16.972,7	33.076,5	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2	70,9
7	7.087,2	3.506,9	1.963,9	1.616,4	7.087,2	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3	15,2
8	14.333,1	6.521,4	6.195,3	1.616,4	14.333,1	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9	30,7
9	24.285,3	6.342,9	5.010,9	12.931,5	24.285,3	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2	52,1
10	37.541,6	9.716,9	11.660,3	16.164,4	37.541,6	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9	80,5
11	35.817,1	8.544,7	11.108,0	16.164,4	35.817,1	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7	76,8
12	24.076,6	6.539,0	1.373,2	16.164,4	24.076,6	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2	51,6
13	6.711,8	2.207,1	463,5	4.041,1	6.711,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7	14,4
14	3.784,6	3.127,8	656,8	0,0	3.784,6	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7	8,1
15	4.044,4	3.342,5	701,9	0,0	4.044,4	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8	8,7
16	28.160,7	10.582,2	2.222,3	15.356,2	28.160,7	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1	60,4
17	17.600,3	7.866,1	1.651,9	8.082,2	17.600,3	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2	37,7
18	9.705,9	6.685,5	1.404,0	1.616,4	9.705,9	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2	20,8
19	20.407,4	9.554,4	2.770,8	8.082,2	20.407,4	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6	43,7
20	13.321,7	3.211,1	1.220,2	8.890,4	13.321,7	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0	28,6
21	14.520,9	3.794,2	3.452,7	7.274,0	14.520,9	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	31,1
22	30.716,3	11.480,0	7.921,2	11.315,1	30.716,3	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	65,8
23	7.328,0	3.951,4	2.568,4	808,2	7.328,0	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	15,7
24	28.069,1	12.756,7	3.189,2	12.123,3	28.069,1	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	60,2
25	13.232,2	7.999,5	1.999,9	3.232,9	13.232,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	28,4
26	9.187,7	4.763,8	1.191,0	3.232,9	9.187,7	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	19,7
27	16.467,2	3.475,1	868,8	12.123,3	16.467,2	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	35,3
28	15.056,3	5.579,3	1.394,8	8.082,2	15.056,3	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	32,3
29	23.133,0	12.040,7	3.010,2	8.082,2	23.133,0	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	49,6
Total	477.473,0	188.005,2	47.001,3	242.466,5	477.473,0	142.910,6	52.410,9	335.693,9	-93.227,4	478.604,4	-40.816,5	934.593,5	1.074,1

POTENCIA 2018

Tramo	Resistencias											Masa	Potencia de accionamiento
	Resistencias a vencer	Resistencias primarias	Resistencias secundarias	Gradiente de resistencia	Resistencia total	Componentes de resistencia primaria		Componentes gradiente de resistencia		Componentes de las resistencias a vencer		Cálculo de la masa de la cinta por secciones	
	F	F _H	F _N	F _{St}	F	F _{ho}	F _{hu}	F _{sto}	F _{stu}	F _o	F _u	m _n	P _{Tr}
	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	N	kg	kW
1	9.252,2	4.168,9	1.042,2	4.041,1	9.252,2	3.168,9	1.162,1	5.594,9	-1.553,8	8.763,8	-391,7	20.716,7	4,1
2	11.553,8	3.057,0	1.222,8	7.274,0	11.553,8	2.323,6	852,6	10.070,8	-2.796,8	12.394,4	-1.944,3	15.225,4	5,2
3	5.555,3	1.201,8	312,5	4.041,1	5.555,3	913,4	335,4	5.594,9	-1.553,8	6.508,3	-1.218,4	6.001,5	2,5
4	4.964,2	1.236,7	494,7	3.232,9	4.964,2	940,0	344,9	4.475,9	-1.243,0	5.415,9	-898,1	6.162,7	2,2
5	55.266,4	12.432,2	9.697,1	33.137,1	55.266,4	9.449,5	3.467,7	45.878,2	-12.741,1	55.327,7	-9.273,3	61.960,9	24,7
6	33.076,5	11.928,8	4.175,1	16.972,7	33.076,5	9.067,5	3.325,5	23.498,6	-6.525,9	32.566,1	-3.200,4	59.309,2	14,8
7	7.087,2	3.506,9	1.963,9	1.616,4	7.087,2	2.665,8	977,5	2.238,0	-621,5	4.903,8	356,0	17.421,3	3,2
8	14.333,1	6.521,4	6.195,3	1.616,4	14.333,1	4.957,3	1.817,7	2.238,0	-621,5	7.195,2	1.196,2	32.393,9	6,4
9	24.285,3	6.342,9	5.010,9	12.931,5	24.285,3	4.821,3	1.768,7	17.903,7	-4.972,1	22.725,0	-3.203,4	31.568,2	10,9
10	37.541,6	9.716,9	11.660,3	16.164,4	37.541,6	7.386,1	2.709,1	22.379,6	-6.215,2	29.765,7	-3.506,0	48.328,9	16,8
11	35.817,1	8.544,7	11.108,0	16.164,4	35.817,1	6.495,0	2.382,5	22.379,6	-6.215,2	28.874,6	-3.832,7	42.514,7	16,0
12	24.076,6	6.539,0	1.373,2	16.164,4	24.076,6	4.970,2	1.823,7	22.379,6	-6.215,2	27.349,8	-4.391,4	32.574,2	10,8
13	6.711,8	2.207,1	463,5	4.041,1	6.711,8	1.677,7	615,4	5.594,9	-1.553,8	7.272,6	-938,4	10.980,7	3,0
14	3.784,6	3.127,8	656,8	0,0	3.784,6	2.377,6	871,8	0,0	0,0	2.377,6	871,8	16.021,7	1,7
15	4.044,4	3.342,5	701,9	0,0	4.044,4	2.540,8	931,6	0,0	0,0	2.540,8	931,6	17.121,8	1,8
16	28.160,7	10.582,2	2.222,3	15.356,2	28.160,7	8.043,9	2.950,2	21.260,6	-5.904,4	29.304,5	-2.954,2	52.616,1	12,6
17	17.600,3	7.866,1	1.651,9	8.082,2	17.600,3	5.979,4	2.192,7	11.189,8	-3.107,6	17.169,2	-914,8	39.092,2	7,9
18	9.705,9	6.685,5	1.404,0	1.616,4	9.705,9	5.082,0	1.863,4	2.238,0	-621,5	7.320,0	1.241,9	33.209,2	4,3
19	20.407,4	9.554,4	2.770,8	8.082,2	20.407,4	7.262,8	2.663,2	11.189,8	-3.107,6	18.452,6	-444,3	47.474,6	9,1
20	13.321,7	3.211,1	1.220,2	8.890,4	13.321,7	2.440,7	895,7	12.308,8	-3.418,3	14.749,4	-2.522,6	16.008,0	6,0
21	14.520,9	3.794,2	3.452,7	7.274,0	14.520,9	2.884,0	1.057,9	10.070,8	-2.796,8	12.954,8	-1.738,9	18.879,1	6,5
22	30.716,3	11.480,0	7.921,2	11.315,1	30.716,3	8.726,5	3.200,1	15.665,7	-4.350,6	24.392,2	-1.150,5	57.049,6	13,7
23	7.328,0	3.951,4	2.568,4	808,2	7.328,0	3.003,7	1.101,4	1.119,0	-310,8	4.122,7	790,6	20.241,1	3,3
24	28.069,1	12.756,7	3.189,2	12.123,3	28.069,1	9.697,0	3.555,9	16.784,7	-4.661,4	26.481,7	-1.105,4	63.391,9	12,6
25	13.232,2	7.999,5	1.999,9	3.232,9	13.232,2	6.080,8	2.229,7	4.475,9	-1.243,0	10.556,8	986,7	39.738,0	5,9
26	9.187,7	4.763,8	1.191,0	3.232,9	9.187,7	3.621,3	1.327,9	4.475,9	-1.243,0	8.097,2	84,8	23.668,1	4,1
27	16.467,2	3.475,1	868,8	12.123,3	16.467,2	2.641,2	969,8	16.784,7	-4.661,4	19.425,9	-3.691,5	17.361,5	7,4
28	15.056,3	5.579,3	1.394,8	8.082,2	15.056,3	4.241,0	1.555,4	11.189,8	-3.107,6	15.430,8	-1.552,2	27.740,9	6,7
29	23.133,0	12.040,7	3.010,2	8.082,2	23.133,0	9.152,8	3.356,2	11.189,8	-3.107,6	20.342,6	248,6	59.821,1	10,4
Total	477.473,0	188.005,2	47.001,3	242.466,5	477.473,0	142.910,6	52.410,9	335.693,9	-93.227,4	478.604,4	-40.816,5	934.593,5	224,3

ANEXO J

HOJA DE VIDA



Profesión / Área profesional

Ingeniera de Minas

Soy una persona dinámica, proactiva, puntual, responsable y dedicada. Con ganas de aprender y de trabajar. Con vocación

Experiencia profesional

CODELCO

CARGO: Estudiante memorista - División Salvador de Codelco Chile.

Funciones: Realicé mi tesis para obtener el título de Ingeniero de Minas en el área de Planificación de la Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo (GRMD). Tercera Region Atacama/El Salvador

JEFE INMEDIATO: Ing. Jhonny Bravo

TELEFONO: (052) 474923

Febrero 2012 – Septiembre 2012.

Fuenlabrada

CARGO: Prácticas pre profesionales

FUNCIONES: Supervisar y dirigir la labores de desbroce, apertura de cunetas de coronación, apertura de cunetas de desagüe interior cantera (arcillas) de Aguarongo (Azuay – Ecuador).

JEFE INMEDIATO: Ing. Javier Adrian Mendieta Carrera

TELEFONO: (593)07 2800 722

1 de agosto 2010 – 29 de agosto 2010.

AGRIMROC

CARGO: Pácticas pre-profesionales

FUNCIONES: Levantamiento subterráneo con cinta y brújula, toma de datos geológicos interior mina, levantamiento topográficos en superficie con estación total, constatación de las actividades de explotación subterránea, visualización de los procesos en la planta de tratamiento y beneficio del oro, dibujo computarizado de los levantamientos entre otras.

JEFE INMEDIATO: Ing Hugo Buri

TELEFONO: (593)07 293 2144 Campamento 098057048

1 de agosto 2010 – 29 de agosto 2010

**Carla
Maribel
Paredes
Parreño**

27 años
Ecuatoriana

darlap18@hotmail.com

0979532023/2614629

Dirección: Tumbaco

Formación académica

.....

2006-2012 Ingeniería de Minas – Universidad Central del Ecuador. Fecha de egreso julio 2012. Actualmente en trámites para la obtención de título de Ingeniero de Minas en la División Salvador- CODELCO

Otros datos

.....

Idiomas **Inglés:** Nivel medio. Guayasamín Institute.
Nivel medio-alto Essol (New York 2013)

Informática Autocad 2D 3D. Nivel Medio
Microsoft Project. Nivel medio
Microsoft Excel. Nivel alto

Otra información

.....

2010 “Taller Internacional de Gestión de Riesgos y Decisiones Estratégicas para Informar y Valorizar Negocios Mineros” Con el Ing. Edmundo Tulcanaza (30h)

2010 “Propiedades de los Explosivos, Sistemas de Iniciación y Normas de Seguridad en el Almacenamiento, Transporte y Uso De Explosivos” por EXPLOCEN (4h)

2010 “Aplicación de la Geomecánica para el Sostenimiento de la Mina Atacocha- Perú” Decanato y Escuela de Ingeniería de Minas – Universidad Central del Ecuador (8h)

275

2010 “Metamorfismo y Geodinámica de Basamentos Metamórficos” Universidad de Bochum (Alemania) - Universidad Central de Ecuador (50h)

2009 "Seguridad e Higiene Industrial "Fundación Empresarial de Riesgos Laborales y Ambientales en el Trabajo. (8h)

2009 "Seminario de Derecho Ambiental "Facultad de Ingeniería Ciencias Físicas y Matemáticas – Universidad Central del Ecuador

2009 "Taller de Franqueo de Galerías Mineras Subterráneas" Escuela de Ingeniería de Minas – Universidad Central del Ecuador (15h)

Otros

"3ra Feria Expominas 2010"; Expositora; duración 20 horas: Plaza deportiva Quito; del 23 al 25 de marzo del 2010

"1ra Feria Expomundocomercial 2009, Rueda de Negocio y 1er Congreso Internacional de las Ingenierías, Expositora; duración 20 horas; Centro de Exposiciones Quito; 17,18,19,20 de diciembre del 2009